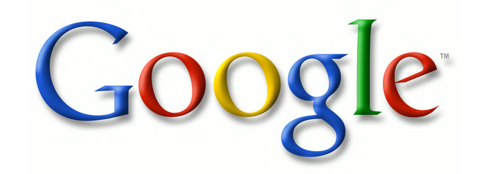
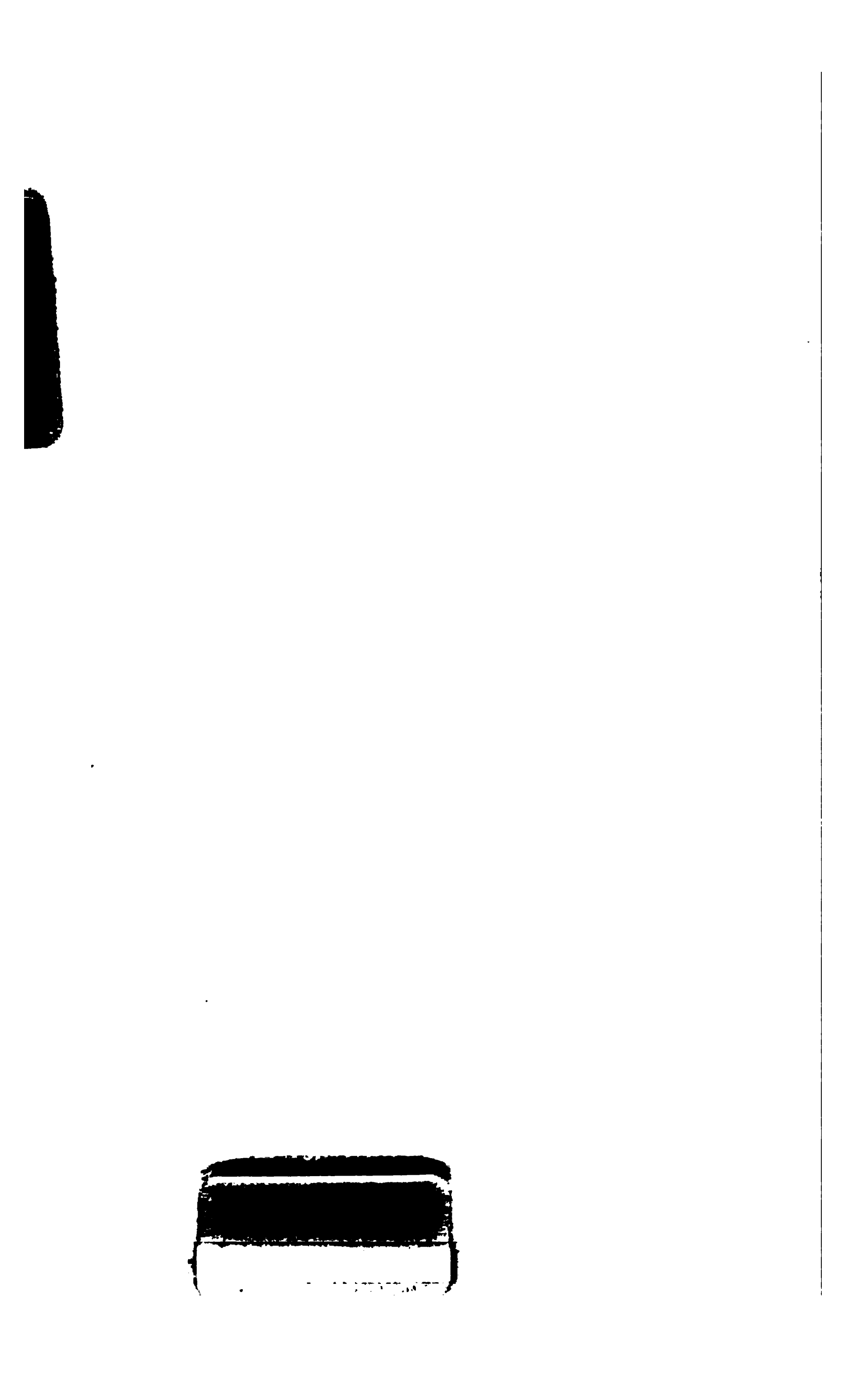








VOYAGE
MÉTALLURGIQUE
EN ANGLETERRE.

Se vend aussi :

A BORDEAUX,

Chez GASSIOT, Libraire, fossés de l'Intendance, n° 61.

ET A LEIPSIG,

Chez MICHELSEN.

IMPRIMERIE DE BACHELIER,
rue du Jardinet, 12.

VOYAGE MÉTALLURGIQUE EN ANGLETERRE,

OU

RECUEIL DE MÉMOIRES

SUR LE GISEMENT, L'EXPLOITATION ET LE TRAITEMENT DES MINERAIS DE FER, ÉTAIN, PLOMB, CUIVRE, ZINC, ET SUR LA FABRICATION DE L'ACIER,

DANS LA GRANDE-BRETAGNE;

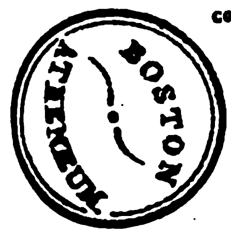
PAR

MM. DUFRÉNOY, ÉLIE DE BEAUMONT, COSTE ET PERDONNET,

Anciens Élèves de l'École Polytechnique, Ingénieurs des Mines.

SECONDE ÉDITION,

CORRIGÉE ET CONSIDÉRABLEMENT AUGMENTÉE.



TOME DEUXIÈME.

PARIS,

BACHELIER, IMPRIMEUR-LIBRAIRE,

QUAI DES AUGUSTINS, N° 55.

1839

NOTE

SUR LES POIDS, MESURES ET MONNAIES,

DONT IL EST QUESTION DANS CET OUVRAGE.

Lorsque dans cet ouvrage on parle de livres, de pouces, pieds, milles, acres, ou de toutes autres mesures étrangères au système métrique français, il est toujours sous-entendu que ce sont des mesures anglaises, et l'on a même eu presque toujours la précaution de l'exprimer. On aurait pu sans doute éviter toute équivoque en remplaçant les mesures anglaises par leur traduction en mesures métriques; mais comme les grandeurs des objets construits en Angleterre sont très souvent exprimées par des nombres ronds de mesures anglaises, on a jugé plus convenable de conserver ces nombres, en plaçant à côté, lorsque cela présentait quelque intérêt, leur valeur en mesures métriques. Pour mettre le lecteur à même de vérifier ces transformations, de les effectuer lui-même dans plusieurs cas où l'on n'a pas cru utile d'en surcharger l'ouvrage, on joint ici le

tableau des valeurs des mesures anglaises les plus employées dans les mines et les usines. Des motifs analogues à ceux qu'on vient d'indiquer engagent à faire suivre ce tableau de celui des valeurs des monnaies anglaises au cours admis dans le commerce.

POIDS.

		kilogr.
1 livre anglaise (avoirdupois)....	=	0,4531
2 livres.	=	0,9062
3 *id*.	=	1,3593
4 *id*.	=	1,8124
5 *id*.	=	2,2655
6 *id*.	=	2,7186
7 *id*.	=	3,2717
8 *id*.	=	3,6248
9 *id*.	=	4,0779
10 *id*.	=	4,5310
112 livres ou un quintal..........	=	50,747
2240 livres, ou une tonne composée de 20 quintaux................	=	1014,94 (1)

(1) Dans les premiers mémoires que contient ce volume, on a admis pour la tonne, avec plusieurs auteurs, une valeur de 1015k,84. Celle que nous indiquons ci-dessus nous paraît mériter plus de confiance.

MESURES DE LONGUEUR.

		mètres.
1 pouce anglais (*inch*)...........	=	0,025391
1 pied anglais (*foot*).............	=	0,304692
2 pieds..........................	=	0,609384
3 pieds ou 1 *yard*..............	=	0,914076
4 *id*..............................	=	1,218768
5 *id*..............................	=	1,523460
6 pieds ou 1 *fathom*............	=	1,828152
7 *id*..............................	=	2,132844
8 *id*..............................	=	2,437536
9 *id*..............................	=	2,742228
10 *id*.............................	=	3,046920
1 mille anglais..................	=	1608,774

MESURES DE SUPERFICIE.

		m. carrés.
1 pouce anglais carré.......	=	0,00064473
1 pied anglais carré........	=	0,0928372
1 yard carré..............	=	0,835535
1 acre anglaise...........	=	4043,99
1 mille anglais carré.......	=	2588155

MESURES DE CAPACITÉ.

		m. cubes.
1 pouce anglais cube.............	=	0,00001637
1 pied anglais cube..............	=	0,0282867
1 yard cube......................	=	0,763743

MONNAIES D'ANGLETERRE,

au cours moyen de 1826.

		fr.	c.
1 *penny* (au pluriel *pence*)......	=	0	10
1 *shilling*, composé de 12 pence.	=	1	26
2 shillings.	=	2	52
3 *id*.........................	=	3	87
4 *id*.........................	=	5	03
5 *id*.........................	=	6	39
6 *id*.........................	=	7	75
7 *id*.........................	=	9	00
8 *id*.........................	=	10	06
9 *id*.........................	=	11	32
10 *id*.........................	=	12	58
11 *id*.........................	=	13	83
12 *id*.........................	=	15	49
13 *id*.........................	=	16	75
14 *id*.........................	=	18	01
15 *id*.........................	=	19	26
16 *id*.........................	=	20	12
17 *id*.........................	=	21	38
18 *id*.........................	=	22	64
19 *id*.........................	=	23	90
1 livre sterling (*pound*), composée de 20 shillings.............	=	25	15
2 livres sterling................	=	50	30
3 *id*.........................	=	75	45
4 *id*.........................	=	100	60
5 *id*.........................	=	125	75
6 *id*.........................	=	150	90
7 *id*.........................	=	176	05
8 *id*.........................	=	201	20
9 *id*.........................	=	226	35
10 *id*.........................	=	251	50

VOYAGE MÉTALLURGIQUE.

FABRICATION DE LA FONTE ET DU FER EN ANGLETERRE.

DEUXIÈME PARTIE.

FABRICATION DU FER MALLÉABLE.

NOTICE PRÉLIMINAIRE.

Le fer est principalement fabriqué dans le Staffordshire, dans le sud du pays de Galles et dans le Yorkshire; on en distingue généralement dans le Staffordshire cinq qualités, auxquelles on donne dans le commerce les noms suivans : Qualités des fers.

1°. *Common iron* (fer commun);
2°. *Common best* (fer commun meilleur);
3°. *Best iron* (le meilleur fer);
4°. *Best best* (meilleur meilleur);

5°. *Horsenail* (ce fer, employé principalement pour la fabrication des clous de maréchaux, est ordinairement fabriqué en totalité ou en partie au charbon de bois).

Nous expliquerons plus loin comment on se procure ces diverses qualités.

Dans le pays de Galles, on distingue trois variétés de fer, que l'on désigne par les numéros 1, 2 et 3.

N°. 1. Fer qui a été puddlé, puis a subi une chauffe, et qui, ainsi a été laminé deux fois.

N°. 2. Fer qui a subi deux chauffes et a été laminé trois fois.

N°. 3. Fer qui a subi trois chauffes et a été laminé quatre fois.

Pour que l'on comprenne ces expressions, nous dirons d'avance que les premiers cylindres sous lesquels on passe le fer lorsqu'il vient d'être cinglé ou immédiatement à sa sortie du fourneau de puddlage, sont des *dégrossisseurs*. On désigne, en général, sous le nom de *laminoirs*, les cylindres qui donnent aux barres une forme sous laquelle elles peuvent être vendues, en sorte qu'en faisant abstraction des dégrossisseurs, les n° 1, 2 et 3 indiqueraient des fers laminés une, deux et trois fois.

La qualité d'une même variété de fer est souvent très différente dans les diverses usines du même pays; elle dépend de la qualité des matières premières, du travail des ouvriers et du

plus ou moins de perfection des instrumens employés.

Ces diverses qualités de fer sont aussi désignées dans le commerce, de même que dans le Staffordshire, par les noms suivans :

N° 1. *Common iron* (fer commun);

N° 2. *Best iron* (le meilleur fer);

N° 3. *Best best iron, chain cable iron* (fer pour les câbles).

Les deux qualités n° 2 et 3, ne s'obtiennent que par un travail plus soigné que celui qui produit le n° 1 et par l'emploi de matières premières choisies. La fonte est celle que l'on désigne sous le nom de *dark grey pig* (fonte d'un gris foncé).

Le fer n° 2 diffère du fer commun par une cassure d'un blanc plus brillant et par un grain plus serré.

Le fer destiné à la fabrication des câbles de la marine, présente une cassure nerveuse; il doit supporter une épreuve qui consiste à le soumettre à une traction très forte, et l'on a soin de noter le poids sous lequel il rompt. Le bon fer s'étend beaucoup avant de rompre. Une barre de 31 millimètres de diamètre et de 0m,76 de longueur, s'étend quelquefois de 5 millimètres, ou d'un cinquième avant de rompre. Avant la rupture on peut reconnaître le point où elle se fera par la contraction qui se produit dans cette partie de la barre soumise à l'épreuve. La barre est chaude aux points de rupture et la cassure présente un grain plus

Résistance du fer pour câbles.

fin et des nerfs plus petits qu'avant l'épreuve.

Le tableau suivant que nous a communiqué M. Petiet, indique les essais auxquels il a récemment (1838) vu soumettre le fer rond dans la fabrique de câbles de MM. Logar et compagnie, à Liverpool.

DIAMÈTRES en pouces anglais.		TRACTION	SURFACES		TRACTIONS		DIAMÈTR.	SURFACES	POIDS	CHARGES
avant la traction.	à la cassure.	en tonn. anglaises	en cercles de diamèt. = 1 po.	en pouces carrés.	par cercle d'un diam. = 1 po.	par pouces carrés.	en millimètres.	en millimètres carrés.	de rupture en kilog.	par millim. carrés.
1	$\frac{5}{8}$	16 $\frac{1}{2}$	1	0,785	16 $\frac{1}{4}$	21	25	491	17000	34,62
1 $\frac{1}{8}$	$\frac{29}{32}$	21 $\frac{3}{4}$	1,265	0,994	17 $\frac{1}{8}$	21 $\frac{2}{10}$	28 $\frac{1}{8}$	621	22100	35,58
1 $\frac{2}{8}$	1	24 $\frac{1}{2}$	1,563	1,227	15 $\frac{67}{100}$	20	31 $\frac{2}{8}$	767	24900	32,46
1 $\frac{3}{8}$	»	30 $\frac{3}{4}$	2,94	1,484	15 $\frac{85}{100}$	20 $\frac{6}{10}$	34 $\frac{3}{8}$	928	31200	33,67
1 $\frac{4}{8}$	1 $\frac{3}{16}$	37	2,25	1,767	16 $\frac{44}{100}$	21	37 $\frac{5}{8}$	1104	37600	34,17
1 $\frac{5}{8}$	1 $\frac{9}{32}$	44	2,64	2,073	16 $\frac{66}{100}$	21,25	40 $\frac{5}{8}$	1296	44701	34,18

L'allongement des barres, à moitié charge, n'était pas sensible ; mais aux $\frac{4}{5}$ de la charge, cet allongement était de 2 mètres pour des barres d'environ 15 mètres de longueur.

La diminution de diamètre des barres, à la cassure, était, comme on le voit, d'après le tableau précédent, d'environ $\frac{3}{8}$ de pouce. L'allongement à la cassure était de 3 à 4 mètres pour des barres de 15 mètres de longueur, et la rupture se faisait moyennement sous une traction de $34^{k},11$ par millimètre carré.

En France, le poids que le fer à câble doit supporter, est aussi de 34 à 35 kilogrammes par millimètre carré.

Procédé mixte de fabrication du fer pour câbles.

La houille est, à très peu près, le seul combustible employé dans l'affinage de la fonte en Angleterre ; cependant nous avons vu pratiquer dans le pays de Galles, une méthode d'affinage dans laquelle on se sert simultanément de houille ou de coke et de charbon de bois ; nous commencerons par donner une idée de ce procédé mixte.

AFFINAGE AU CHARBON DE BOIS ET AU COKE.

Le fer fabriqué de cette manière est fort estimé dans le commerce, et est principalement employé à faire de la tôle pour le fer-blanc. M. Karsten a indiqué un procédé à peu près semblable dans une note qu'il a ajoutée à un mémoire de M. Samuel Parkes, sur la fabrication du fer-blanc ; mais

il n'entre dans aucun détail, et ne distingue que deux opérations.

Dans le procédé du pays de Galles, on peut distinguer trois opérations différentes, savoir :

1°. Le *finage* ou *maséage ;*
2°. L'*affinage au charbon de bois ;*
3°. Le *réchauffage* et le *forgeage des barres.*

1°. MASÉAGE.

Le maséage ne diffère pas essentiellement de celui que nous décrirons plus tard, en traitant des forges anglaises. Le foyer est seulement beaucoup plus petit, et il n'a qu'une seule tuyère, placée à 9 pouces au-dessus du fond du creuset. Le travail est absolument le même que celui des fineries ordinaires, si ce n'est que l'on fait varier l'inclinaison de la tuyère ; celle-ci est horizontale en commençant l'opération, et on l'incline peu à peu à mesure qu'on arrive à la fin. On charge dans chaque opération, une quantité de fonte pouvant donner 3 quintaux de *fine-metal ;* l'opération dure environ 1 $\frac{1}{4}$ heure. Nous ne connaissons pas la consommation du coke.

2°. AFFINAGE AU CHARBON DE BOIS.

L'*affinage au charbon de bois* suit immédiatement le finage, et le foyer de finerie doit être placé derrière la forge, de manière que le *fine-* Description du foyer.

metal coule du premier foyer dans le second. Le foyer d'affinage au charbon de bois ressemble beaucoup aux affineries ordinairement employées dans les usines de France. Il n'a qu'une seule tuyère horizontale placée à 7 pouces au-dessus du fond du creuset. La largeur du creuset est d'environ 1 pied 8 pouces, et la longueur de 1 pied 10 pouces. Ces foyers sont ordinairement surmontés d'une grande cheminée en briques, de 30 pieds de hauteur, soutenue par des piliers de fonte. On ne voit pas l'utilité de cheminées si hautes.

Opération. Lorsqu'un affinage est terminé, on arrête le vent, on nettoie le creuset, et l'on rejette une partie du charbon et des scories du côté de la tuyère, de manière à faire un creux du côté opposé, pour recevoir le *fine-metal* coulant de la finerie. Lorsque le métal est rassemblé dans le creuset, on l'arrose d'un peu d'eau, et l'on en détache encore quelques scories; puis on le recouvre de charbons rouges provenant de l'opération précédente. On donne le vent peu à peu, mais de manière à ne plus l'augmenter au bout de cinq minutes. L'affineur brasse souvent la masse pendant l'opération; il la soulève et la rapproche de la tuyère, et finit par former plusieurs morceaux de métal, que l'on forge séparément.

Forgeage. Ce n'est qu'au bout de $\frac{3}{4}$ d'heure que l'opération du forgeage commence. Les morceaux de métal ne pèsent que 10 à 12 livres; on les forge en

petites plaques d'environ $\frac{1}{2}$ pouce d'épaisseur. Quelquefois, les morceaux sont plus pesans; on les coupe alors au moyen d'une barre de fer, que l'on place sur les plaques forgées, et sur laquelle on fait tomber le marteau. Ces plaques, après le forgeage, sont immédiatement plongées dans l'eau et partagées encore en deux ou trois morceaux.

Le marteau est à drôme, semblable à ceux que l'on emploie ordinairement dans les affineries de France. Son poids est de 700 livres : la panne est assez étroite; il donne cent-dix coups par minute. Marteau.

Pour fabriquer 2240 livres de plaques, on emploie 2632 livres (mesures anglaises) de fonte, et l'on consomme six sacs $\frac{1}{2}$ ou 32 pieds cubes et $\frac{1}{3}$ de charbon de bois (hêtre, chêne, bouleau). Ce travail a donc été très perfectionné, puisque l'on consommait autrefois onze sacs de charbon. Dans une autre usine, on nous a dit que l'on consommait huit sacs. Le sac contient quatre paniers ou *buchels*, et le *buchel* est de 2150 pouces cubes. Déchet et consommations.

Deux fineries et deux forges consomment environ 800 pieds cubes d'air par minute : elles emploient seulement trois ouvriers à la fois, travaillant douze heures de suite. Elles donnent par semaine quatorze tonnes de plaques de fer. Quantité d'air pour les fineries et forges.

Le fer en plaques est loin d'être complétement affiné; il est cassant, et sa cassure tient le milieu entre celle du fer et celle de la fonte; elle présente des facettes assez grandes.

3°. RÉCHAUFFAGE ET FORGEAGE DES BARRES.

Fourneau de réchauffage (*hollow-fire*).

Ces plaques sont réchauffées dans un fourneau particulier, que l'on nomme *hollow-fire* (feu creux). Les fig. 4, 5, 6, Pl. I, donnent une idée de ce fourneau et à peu près ses dimensions. Il est à deux compartimens A et B. Le premier A a deux portes, par lesquelles on passe les barres à forger : c'est le seul dans lequel on fasse du feu ; il reçoit du vent par une seule tuyère horizontale placée sur le côté. Ce compartiment a environ 2 pieds de largeur, 20 pouces de profondeur et 3 pieds de hauteur. Le compartiment B est chauffé par une portion de la flamme de A passant par les deux portes latérales C ; c'est dans B que l'on place d'abord les barres, elles commencent à s'y échauffer. Les portes C ont 6 pouces carrés chacune.

Opération et forgeage.

L'opération consiste à remplir A de coke jusqu'à la hauteur des portes, le feu s'allume peu à peu ; lorsque le coke est complétement embrasé, on place trois ou quatre morceaux de plaques sur deux barres, que l'on dispose dans le fourneau comme le montre la figure. On porte ainsi le métal au blanc ; il commence à se souder, et on le forge sous un marteau de fonte très lourd et donnant cent coups par minute. On remarquera que le métal est chauffé et soudé sans être en contact immédiat avec le combustible.

On forme ainsi des barres de 4 pouces de largeur et de 2 pouces d'épaisseur, on les coupe en morceaux de 3 pieds de longueur.

En résumé, on trouve que 138 kilogrammes de fonte donnent 116,65 de fer en plaques et 100 de fer en barres. On consomme 0,1052 mètre cube de charbon de bois. Nous ne connaissons pas la consommation du coke. Déchets et consommations.

Le fer ainsi obtenu est fort estimé; il vaut 14 livres la tonne lorsque le fer ordinaire se vend $7\frac{1}{2}$ à 8 livres, et le fer de Suède 21 livres.

Voici enfin de nouveaux détails sur la fabrication du fer au charbon de bois en Angleterre, dont nous pouvons garantir la parfaite exactitude. Méthodes pour se procurer des variétés diverses de fer.

Pour faire des masseaux, dits *tin-bloom* ou masseaux pour la tôle à étamer, on prend du *fine-metal* provenant des meilleures fontes. Le plus souvent, dans le pays de Galles, on emploie, pour la fabrication de ce *fine-metal*, des fontes produites par des mélanges de minerai renfermant beaucoup de fer hématite. On affine, dans un foyer, avec du charbon de bois, comme nous l'avons dit, et l'on réduit la loupe en barres épaisses au moyen d'un marteau léger : 24 ou $24\frac{1}{2}$ de *fine-metal* produisent une tonne ou 20 quintaux de fer ainsi forgé (*stamped-iron*). Les barres sont brisées en morceaux, réchauffées avec du coke dans des *hollow-fires* et cinglées. Le déchet, dans cette seconde opération, est de 3 quintaux sur 23 quintaux de barres. Fer pour la fabrication du fer-blanc.

Fer pour la fabrication du fil de fer.

Lorsque l'on veut fabriquer des masseaux pour fil de fer, on prend du *fine-metal* provenant des meilleures fontes brillantes (*best-bright-pig*), et après l'avoir affiné dans un foyer avec du charbon de bois, on le cingle immédiatement; 24 ou 24 ¼ de *fine-metal* en donnent 20 de masseaux. Ceux-ci sont réchauffés dans un four à réverbère ordinaire (*heating-furnace*) avec de la houille et tirés en fil de fer après avoir subi un nouveau déchet de 10 p. 100.

Fer pour verges à clous.

Le fer au charbon de bois pour verges à clous, est préparé de la même manière, avec cette différence cependant, qu'au lieu d'être forgé ou cinglé, il est étiré en barres au sortir du foyer, sous des laminoirs, puis chauffé de nouveau et fendu, avec un déchet de 3 p. 100 seulement dans cette dernière opération.

AFFINAGE A LA HOUILLE.

Dans le court aperçu que nous avons donné au commencement de cet ouvrage, des perfectionnemens qui ont été apportés à l'affinage du fer à la houille, on a vu que cette opération se divisait en trois parties distinctes.

Division du travail du fer.

La première, l'affinage proprement dit, s'exécute dans des fourneaux analogues à nos foyers de maséage; elle produit un métal plus voisin de l'état de fer pur, et désigné sous le nom de *fine-metal*.

La seconde opération, qui a pour but de compléter l'effet de la première, est appelée *puddlage;* elle s'exécute dans des fourneaux à réverbères, désignés par le nom de *puddling furnaces*.

Enfin, la troisième opération consiste à souder plusieurs barres de fer ensemble, et à les corroyer de manière à rendre la masse plus homogène et plus résistante. On se sert également de fourneaux à réverbère pour cette dernière opération : ils sont appelés en anglais *balling-furnaces* et *mill-furnaces*.

Ces procédés, comme ceux de la fabrication de la fonte au moyen du coke, sont parvenus très rapidement à l'état dans lequel ils se trouvent aujourd'hui, ainsi que le lecteur peut s'en convaincre en comparant notre travail au mémoire de M. de Bonnard, qui a été inséré dans le *Journal des Mines*, tome XVII, p. 245, et dans lequel l'état des forges anglaises en 1802, se trouve décrit avec autant d'exactitude que de précision.

La troisième opération n'est pas toujours pratiquée : on vend quelquefois du fer tel qu'il provient du puddlage. Ce fer est travaillé dans des usines qui n'emploient que les fourneaux à réchauffer (*heating furnaces*).

Pour rendre les dernières opérations de l'affinage plus faciles à saisir, nous les ferons précéder d'une description des fourneaux et des machines que l'on y emploie.

1°. MASÉAGE.

Fourneau et soufflerie.

Description des fineries (*finery*, ou *refinery furnaces*.)

La fonte qui provient du haut-fourneau est affinée dans des foyers appelés en anglais *finery*, ou *refinery furnaces rimning acit fins* représentés par les fig. 1, 2 et 3, Pl. I. Leur forme est analogue à celle de nos feux de maséage. Ce fourneau consiste en un massif de maçonnerie en briques, d'environ 3 mètres de côté, et qui le plus souvent s'élève de 33 centimètres au-dessus du sol. Au milieu de ce massif, on ménage un creuset rectangulaire, qui a environ 1 pied 2 ou 3 pouces (0m,355 à 0m,380) de profondeur, 3 pieds (0m,914) de longueur, et 2 pieds (0m,61) de largeur. Aujourd'hui, on donne des dimensions un peu plus grandes et on les fait plus carrés : la profondeur est à peu près la même ; mais la longueur est d'environ 3 ½ pieds (1m,06) et la largeur 3 pieds 2 ou 4 pouces (0m,96 à 0m,1). Ces nouvelles fineries sont à quatre tuyères au lieu de deux ou trois qu'avaient les anciennes. Les fig. 1, 2, 3, Pl. I, représentent une finerie employée près de Dudley ; le foyer a 14 pouces (0m,0354) de profondeur, 3 pieds 8 pouces (1m,01) de largeur. Il existe aussi en Angleterre quelques fineries à 6 et à 8 tuyères ; trois ou quatre de chaque côté, on les nomme *dauble* fixes. On n'a pas changé le diamètre des buses, mais on a

agrandi le creuset. On a trouvé plusieurs avantages dans cette innovation; l'opération est plus prompte; un ouvrier fait plus d'ouvrage que dans les fineries qui ont moins de tuyères, et la consommation de coke est diminuée.

On a trouvé quelquefois que, dans ces nouvelles fineries, le déchet sur la fonte est plus considérable que dans les anciennes. Mais cet inconvénient ne paraît s'être présenté que dans l'emploi de quelques fontes de qualité particulière, et maintenant les doubles fineries sont généralement employées.

Du creuset.

Le creuset est formé de trois côtés par des baches en fonte dans lesquelles on fait continuellement circuler de l'eau froide pour prévenir leur fusion. Ces baches sont faites de façon que lorsqu'une des parois est détériorée, elles puissent être réparées avec de l'argile et retournées pour servir de nouveau.

Le devant du creuset est fermé avec une plaque de fonte de 4 pouces d'épaisseur, percée d'un trou pour la coulée.

Les deux parois latérales au-dessus des baches, destinées à maintenir le coke et la fonte au moment de la charge, sont des plaques de fonte qui le plus souvent sont creuses et dans lesquelles on fait également circuler un courant d'eau froide.

Le fond du creuset est en briques réfractaires; il est revêtu d'une couche de quartz pilé.

Fosse de coulée.

En avant du trou de coulée, ainsi qu'on peut le voir sur les figures, on pratique une fosse de 15 à

20 pieds (4^m,57 à 6^m,10) de longueur, 2 pieds (0^m,61) de largeur et de quelques pouces de profondeur. Les deux faces latérales de cette fosse sont inclinées de manière que sa coupe transversale ait la forme d'un trapèze; elle est d'ailleurs complétement garnie par des pièces en fonte ayant la forme que nous venons d'indiquer. Le plus souvent, elle n'est pas fermée du côté opposé au creuset; on y place seulement un peu de sable à chaque coulée pour y retenir le métal. Lorsque celui-ci est froid, on retire le sable et l'on a plus de facilité pour enlever la plaque coulée, que si la fosse était fermée de toutes parts. Cette plaque encore rouge est déposée dans une seconde fosse en fonte et refroidie par une grande quantité d'eau froide.

Cheminée. Le foyer est surmonté d'une cheminée en briques de 15 à 20 pieds de hauteur, portée par quatre piliers en fonte. La hauteur des piliers est de 5, 6 et quelquefois 8 pieds; sur deux côtés, ainsi que nous l'avons déjà dit, l'intervalle qu'ils laissent entre eux est fermé par des plaques en fonte; le côté de la coulée et l'opposé sont fermés par des portes en tôle qui retiennent le coke et permettent aux ouvriers d'approcher du fourneau et de travailler. Enfin, comme le montre la figure, le fourneau est le plus souvent placé sous une halle ou en pleine air, mais jamais dans un endroit entouré de murs.

Position des tuyères. Lorsqu'il n'y a que deux ou trois tuyères, elles sont toujours situées du même côté du foyer,

mais lorsqu'il y en a quatre, six ou huit, on les place sur deux côtés opposés, l'inclinaison des tuyères est en général de 30°, et quelquefois de 45.

Les tuyères sont, en général, dirigées de façon que le vent de celles qui sont opposées ne se rencontre pas. Elles avancent de 12 à 15 centimètres, afin de porter le feu au centre du foyer et de ne pas brûler les plaques de fonte qui les maintiennent et qui garnissent le foyer. D'un autre côté, si l'on portait le vent trop au centre de la maserie, des portions considérables de fonte se refroidiraient et s'attacheraient aux parois.

Les tuyères sont en fonte et à double enveloppe, de manière qu'on peut continuellement les refroidir au moyen d'un courant d'eau froide et éviter ainsi qu'elles ne soient fondues ou brûlées. Elles sont placées à la hauteur du bord du creuset et espacées de manière à diviser sa longueur en parties égales. Les fig. 7, 8 et 9, Pl. I, représentent une ancienne finerie, dans les tuyères de laquelle on fait circuler l'eau au moyen de tuyaux cylindriques; elle est introduite par le tuyau *ab*, fig. 10, et sort par le tuyau *cd*. Tuyères à eau.

On met quelquefois deux buses dans chaque tuyère, pour que le vent soit constant et uniforme. Le vent est d'ailleurs reçu le plus souvent dans un régulateur, puisque la même machine souffle ordinairement, dans une usine, les hauts-fourneaux et les fineries.

Fineries de Staffordshire et du pays de Galles.

Les figures 1, 2 et 3 représentent une finerie de Staffordshire; nous ajouterons ici les dimensions exactes d'une finerie à trois tuyères de Dowlais, pays de Galles.

Profondeur du creuset....	1p 3po	(0m38).
Longueur.................	4 »	(1,22).
Largeur..................	3 »	(0,91).

Ces dimensions sont prises entre les parois de briques.

Les tuyères sont inclinées de 45°; elles avancent de 7 pouces (0m,177) dans le creuset, et sont à 1 pied (0m,305) du fond.

Entre la première tuyère et la face de laiterol il y a 1 pied 2 pouces (0m,355) et de la troisième tuyère à la rustine il y a 1 pied (0m,305). L'espace occupé par les trois tuyères est donc de 1 pied 10 pouces (0m,558).

Quantité de vent employée dans les fineries.

Chaque tuyère ne renferme qu'une buse. Chaque buse a 1 pouce $\frac{1}{4}$ de diamètre.

La quantité de vent nécessaire à une finerie est très considérable. Nous avons déjà supposé qu'il fallait pour la produire le cinquième de la force nécessaire à un haut-fourneau, environ cinq ou six chevaux. Nous pensons qu'il faut souvent une force plus grande : ainsi nous admettons onze ou douze chevaux pour souffler une finerie à quatre ou six tuyères. On nous a dit à Dowlais que les cinq fineries dont nous donnons plus haut les dimensions seraient soufflées par une machine de la force de

soixante chevaux ; ce nombre nous paraît exagéré, mais sept ou huit chevaux sont une force convenable pour une finerie de ce genre ; elle exigerait ainsi environ 950 à 1100 pieds cubes d'air par minute (27^m,30 à 31^m,20).

Comparaison du vent employé dans les fineries et dans les hauts-fourneaux.

On peut se former une idée de la quantité de vent lancée dans une finerie par minute et du rapport de cette quantité à celle qu'exige un haut-fourneau, en comparant la somme des surfaces des buses d'une finerie à celles des buses d'un haut-fourneau, et en se rappelant qu'ordinairement c'est la même machine qui souffle les fineries et les hauts-fourneaux. Or le diamètre des buses d'une finerie à trois tuyères de Dowlais est de 1 $\frac{1}{4}$ pouce; soit le diamètre des buses d'un haut-fourneau 2 $\frac{3}{4}$ pouces : en admettant ces nombres, on trouve que les surfaces de sortie du vent dans la finerie et le haut-fourneau sont comme 1 : 3, 2. Ce rapport est aussi celui des quantités de vent (en supposant qu'il n'y ait pas de contraction de veine) et de la force nécessaire à la finerie et au haut-fourneau : en admettant huit chevaux pour une finerie, la force nécessaire à un haut-fourneau serait d'un peu moins de vingt-six chevaux.

Il faut encore admettre pour l'exactitude de ce calcul, que la pression du vent est la même près des fineries et près des hauts-fourneaux. Or, le plus souvent, c'est ce qui n'arrive pas. Les fineries sont presque toujours placées un peu loin des machines soufflantes et, en général, nous pensons

qu'il serait plus avantageux dans une usine composée de plusieurs hauts-fourneaux et de plusieurs fineries, que celles-ci fussent soufflées par une machine indépendante de celle des hauts-fourneaux. Cela permettrait en outre de donner aux fineries un vent plus doux que celui des hauts-fourneaux, et il paraît qu'on en obtiendrait un résultat avantageux.

Trois hauts-fourneaux et trois fineries sont soufflés au Creusot par un cylindre de 2m,74 de diamètre, la course du piston est de 2m,38. La quantité de vent lancée par minute, à la pression et à la température extérieure, est d'après le calcul de 278, 40 mètres cubes.

Différence de pression du vent aux tuyères des fineries et des hauts-fourneaux.

Des expériences de M. Quétel, directeur des mines du Creusot, il résulte que la pression du vent mesurée aux buses du fourneau le plus rapproché de la machine, fait osciller une colonne de mercure entre 5 et 11 centimètres; que près des deux autres fourneaux, le mercure oscille entre 5 et 10 centimètres, et qu'enfin près des fineries les oscillations n'ont plus lieu qu'entre 3 et 7 centimètres.

La machine soufflante est assez rapprochée des hauts-fourneaux : il n'en est pas de même pour les mazeries où le vent n'arrive que par une conduite en fonte de 0m, 28 de diamètre et d'environ 50 mètres de longueur. Aussi quoique les orifices par lesquels le vent est lancé dans les fineries du Creusot présentent quelquefois une surface double

de celle des orifices par lesquels les hauts-fourneaux sont soufflés, on trouve souvent que dans les premiers appareils la quantité d'air n'est pas assez considérable.

Influence de la quantité de vent sur la quantité et la nature du *fine-metal*.

La grande quantité de vent lancée dans les fineries peut influer de deux manières dans l'affinage de la fonte, soit en hâtant l'opération et augmentant la production de *fine-metal* dans le même temps, soit en l'affinant davantage. On donne plus de vent aux fineries dans le pays de Galles que dans la Staffordshire; on cherche ainsi à obtenir les deux effets, à diminuer la durée de l'opération et à obtenir un métal plus affiné. Cela est nécessaire dans ce pays, parce que, dans beaucoup d'usines, on mélange des scories de chaufferie au minerai, et qu'il en résulte une fonte moins pure que si on fondait le minerai seul : aussi voit-on que la partie trouée et poreuse du fine-métal est beaucoup plus épaisse dans le pays de Galles que dans les autres comtés, et nous pensons que c'est l'indice d'un affinage plus avancé. Nous avons remarqué à l'usine de Plymouth-Works que le fine-métal est troué dans toute son épaisseur : l'opération n'est pas plus longue que dans les autres usines; mais on donne une quantité de vent considérable aux fineries. C'est la première fonderie où on ait imaginé de fondre des scories dans les hauts-fourneaux et une de celles où la proportion de cette matière, mélangée au minerai, est la plus forte. La grande quantité de vent donnée aux fineries doit donc

avoir l'avantage de produire un meilleur fer : c'est ce que l'on a remarqué aussi dans le Staffordshire, où l'on nous a dit que l'on augmentait le vent lorsqu'on voulait obtenir un métal de qualité supérieure, mais que la consommation de coke était un peu plus considérable.

Opération, consommation, dépenses.

Description de l'opération de l'affinage.

On conduit l'opération de la manière suivante : On fait varier la profondeur du foyer suivant la nature de la fonte que l'on affine : pour cela, on augmente ou diminue l'épaisseur de la couche de sable qui recouvre les briques de la sole. On affine des fontes très grises dans des creusets de 9 pouces de profondeur, et on donne 25 à 45° d'inclinaison aux tuyères. Pour les fontes blanches, on adopte quelquefois la hauteur de 13 à 14 pouces, et 25° d'inclinaison pour les tuyères. On commence par remplir le creuset de coke ; celui qui provient de la fabrication à l'air paraît être préféré. On ajoute 150 à 200 kilogrammes de scories provenant de l'opération précédente, on choisit celles qui coulent à la fin de cette opération en même temps que le *fine-métal*. Elles hâtent le travail et diminuent le déchet ; elles sont nécessaires pour prévenir le bain de fonte contre l'action immédiate du vent. Puis on place horizontalement sur le creuset des gueusets (*pigs*) de fonte à affiner ; on les dispose parallèlement aux faces latérales du foyer ; on recouvre le tout d'un amas de coke en

Addition de scories.

dôme; on met le feu, et au bout d'un quart-d'heure, quand le feu s'est communiqué partout, on donne le vent et on l'augmente progressivement; la fonte coule peu à peu, et se réunit dans le creuset. A mesure que le coke brûle, on en ajoute d'autre et on cherche à maintenir une chaleur égale dans toutes les parties du foyer. Cette opération marche seule : on ne brasse pas le métal fondu, comme cela se pratique dans quelques affinages; on le soulève quelquefois et on fait écouler une partie des scories par les angles du foyer du côté de la face de coulée, et l'on tient la température assez haute, de manière que la fonte soit toujours en fusion. Pendant cette opération, on voit continuellement les charbons se soulever, mouvement qui est dû en partie à l'action du vent et en partie à un boursouflement qu'éprouve la fonte en fusion par le dégagement du gaz oxide de carbone. Pour connaître le point d'avancement de l'affinage, l'ouvrier enfonce son ringard dans le métal, le retire couvert d'une couche très mince de crasse, et lorsqu'elle se refroidit très vite en présentant des petites bulles, qui s'élargissent et semblent crever rapidement, ce qui a lieu ordinairement au bout de deux heures ou deux heures et demie, l'opération est terminée. On ouvre alors la percée; le *fine-metal* coule avec les scories, dans une fosse qu'on a eu soin d'arroser avec de l'eau tenant de l'argile en suspension. Cette eau, en s'évaporant, laisse un léger résidu

qui empêche le *fine-métal* d'adhérer au fond de la fosse. Le *fine-métal* forme une plaque de 10 pieds de long sur 3 de large et de 2 pouces à 2 pouces ½ d'épaisseur. Une partie des scories forme une petite croûte à la surface du métal ; mais la plus grande partie se réunit dans un bassin pratiqué au bas de la fosse, dans laquelle le *fine-métal* se moule.

Refroidissement brusque du *fine-metal*.

On jette une grande quantité d'eau sur le *fine-metal*, dans le but de le rendre cassant, et peut-être de l'oxider en partie, et on le retire immédiatement de la fosse de coulée. Pour faciliter l'enlèvement de la plaque de *fine-metal*, on a mis une bande de sable à l'extrémité de la fosse de coulée ; on enlève ce sable et on le remplace par un petit rouleau de fonte, on saisit alors la plaque près du creuset, avec un crochet attaché à une chaîne qui s'enroule sur un treuil placé à quelques mètres de distance, et un seul ouvrier l'amène ainsi hors de la coulée. Ce métal, refroidi promptement, est très blanc ; il possède en général une cassure fibreuse et rayonnée ; souvent dans le pays de Galles il a un tissu cellulaire présentant une quantité assez considérable de petites cavités sphériques ; mais il ne prend pas cette structure dans toutes les usines. Nous avons déjà cité l'usine de Plymouth-Works, dans le pays de Gal-

Texture du *fine-metal*.

les, dans laquelle le *fine-metal* est aussi cellulaire qu'une roche amygdaloïde décomposée : cette texture paraît être constante dans cet établissement. Cependant l'opération que nous y avons vu

exécuter ne nous a pas offert de différence avec celle qu'on pratique dans les autres usines.

En Staffordshire, le *fine-metal* présente souvent un aspect grenu et la couche poreuse a environ 15 millimètres d'épaisseur. En Yorkshire, près de Bradford, où l'on fabrique du fer très estimé, le fine-metal est toujours très blanc ou un peu bleuâtre; il offre une cassure rayonnée indiquant une sorte de cristallisation; la couche poreuse est très mince.

Il y a toujours une quantité notable d'argile qui adhère au *fine-metal* et augmente le déchet au puddlage. On a soin de laisser le *fine-metal* exposé pendant long-temps à l'action de l'air, les pluies le débarrassent, en partie, de cette croûte terreuse, et cette légère précaution suffit pour diminuer notablement la perte au travail des fourneaux à réverbère.

Aspect des scories.

Les scories sont noires, un peu métalloïdes, souvent fibreuses et cristallines, beaucoup moins cependant que celles qui proviennent des opérations postérieures. Ces scories sont produites seulement par celles que contenait la fonte qu'on a soumise à cette opération, et par la scorification des terres qui entrent dans la composition de la houille. Quelquefois, quand la fonte est de mauvaise qualité, on fait une légère addition de calcaire.

Addition de calcaire.

On a essayé cette année au Creusot (Saône-et-Loire) d'ajouter dans l'opération du finage une

Addition d'oxide de manganèse. petite quantité d'oxide de manganèse. On trouvait que le fer était de meilleure qualité et que le déchet de la fonte était moins considérable.

M. Thomas a fait à Decazeville un grand nombre d'expériences sur l'emploi des oxides métalliques dans l'affinage du fer à l'anglaise : il a publié un Mémoire intéressant sur ce sujet, dans les *Annales des Mines*, tome III, 3e série. Il est parvenu à réduire les déchets d'une manière notable, au moyen de l'addition d'une certaine quantité d'oxide de manganèse. Cependant ces déchets, dans les expériences qui ont présenté les meilleurs résultats, sont toujours plus considérables que ceux des usines anglaises, et dépassent 12 p. 100; cela tient sans doute à la mauvaise qualité des fontes employées par M. Thomas. Enfin, les expériences eussent été plus concluantes, si l'on avait indiqué la quantité de vent lancée dans les fineries.

Depuis long-temps, au Creusot, on est dans l'habitude d'ajouter à la charge, dans les fineries, une certaine quantité de minerai de fer oolithique.

Addition de minerai de fer. Ce minerai, qui s'extrait sous forme de terre, est pétri de manière à former des briques que l'on cuit à l'air, suivant le procédé belge. Elles ont la composition suivante :

Protoxide de fer.........	0,51
Silice..................	0,16
Alumine.................	0,12
Chaux...................	0,21
	1,00

On ajoute ordinairement 60 kilogrammes de ce minerai et 10 kilogrammes de chaux par charge de 12 à 1300 kilogrammes de fonte.

L'addition d'oxides métalliques dans l'opération de l'affinage, paraît avoir la propriété de hâter l'opération et de diminuer les déchets; celle de la chaux donnerait un métal plus pur.

L'un de nous, M. Coste, a fait quelques essais pour substituer en partie la houille au coke dans les fineries; ils ont réussi, et si l'on n'a pas continué à suivre ce procédé, c'est que l'on était dans l'impossibilité de se procurer assez de grosse houille pour les hauts-fourneaux et pour les fineries.

Affinage avec de la houille crue.

Pendant trois semaines on a travaillé dans une finerie avec partie égale de coke et de houille; la fonte était bien affinée et l'opération se faisait même dans un espace de temps un peu moindre que lorsqu'on employait seulement du coke.

L'opération était facile à conduire; elle consistait à fondre le métal avec la houille et à l'affiner au coke. On commençait donc par charger la houille, puis la fonte, et enfin on recouvrait le tout par une petite quantité de coke. Lorsque la fonte était en grande partie fondue, on ajoutait du coke et l'on travaillait dans le foyer comme à l'ordinaire. On a obtenu ainsi une économie assez notable.

L'emploi de la houille a l'inconvénient de don-

ner trop de flamme et de rendre plus pénible le travail de l'affineur.

L'opération de l'affinage, outre son but principal de brûler le charbon, a l'avantage de purger le métal de substances qui nuiraient à la qualité du fer, ainsi qu'il résulte des analyses suivantes :

Une scorie provenant d'une finerie des environs de Dudley, analysée par M. Berthier, a donné pour résultat :

Silice	0,276
Protoxide de fer	0,612
Alumine	0,042
Acide phosphorique	0,072
	1,000

Nature des scories de l'affinage.

Une scorie provenant des usines du Creusot, et analysée par M. Quétel, directeur des mines de cet établissement, est composée ainsi :

Protoxide de fer	0,5320
Silice	0,2840
Alumine	0,0740
Chaux	0,0092
Acide phosphorique	0,0640
Perte	0,0368
	1,0000

On remarquera d'abord que ces scories ont beaucoup d'analogie par leur composition avec les scories de forges ordinaires; mais ce qu'elles présentent surtout de remarquable, c'est l'existence de

l'acide phosphorique en proportion considérable, circonstance qui avait été révoquée en doute par quelques personnes, et notamment par M. Jefstroms de Fahlun. Cette analyse fait voir combien est utile, surtout pour le traitement des minerais phosphoreux, comme le sont généralement ceux des houillères, cette opération dans laquelle la fusion est complète.

Ouvriers.

Le travail d'une finerie exige ordinairement trois ouvriers, un chef et deux aides. Le deuxième aide a fort peu à faire; il est souvent employé en même temps à d'autres travaux.

Quantité de fonte par opération.

On affine de 1 $\frac{1}{4}$ tonne à 1 $\frac{1}{2}$ tonne à la fois. La quantité sur laquelle on opère varie avec la qualité des fontes et leur facilité à s'affiner. On peut quelquefois augmenter la charge, mais on est obligé de la réduire promptement pour ne pas accumuler dans le creuset des masses de fer demi affiné, qui finiraient par rendre l'opération impossible et forceraient à mettre hors.

Durée de l'affinage.

L'opération dure environ deux heures et demie dans les fineries à trois tuyères. Nous avons vu dans le Staffordshire une finerie à quatre tuyères, qui affinait moyennement 27 quintaux (1370k,25 par opération; la fusion ne durait qu'une heure et demie. Comme on perd toujours du temps entre chaque opération, on n'affinait réellement que 9 tonnes en douze heures : on fait donc six ou sept opérations.

Proportion des fineries et des hauts-fourneaux.

Dans beaucoup d'usines, le nombre des fineries

est le même que celui des hauts-fourneaux, quoique les fineries fassent généralement plus de travail dans le même temps que les hauts-fourneaux, mais comme elles ne sont pas en activité le dimanche, et qu'il y a souvent des causes de suspension de travail, on ne peut diminuer ce nombre. Vingt-quatre heures suffisent pour démonter et remonter une finerie.

Dans les environs de Dudley, une tonne (1014k,94) de fonte, donne 18 quintaux (913k,50) de fine-metal; le déchet est donc d'environ 10 p. 100. On consomme 3 sacs ou 12 quintaux (609 kilogrammes) de coke, quantité correspondante environ à 1 tonne de houille.

Consommation et déchets.

Le déchet, dans le pays Galles, paraît un peu plus considérable. On nous a dit, à Pen-y-Darran, que l'on ne consommait, pour fabriquer une tonne de fine-metal, qu'une demi-tonne ou 10 quintaux de houille, donnant, dans cette usine, 7 à 8 quintaux de coke.

A Verteg, d'après des comptes de l'année 1834, le déchet n'était que d'environ 11 p. 100, et la consommation en charbon de 14 quintaux de houille, correspondant à environ 7 quintaux de coke.

Deux fineries du pays de Galles, dont le travail a été suivi avec soin pendant une semaine, ont donné les résultats suivans (*Society of useful Knowlegde*) :

Fonte employée.....	151 ton.	7 qx.
Fine-metal obtenu..	135	»
Déchet....	16	7

Le déchet est donc de 2 quintaux 47 livres par tonnes, c'est-à-dire que 112 de fonte ont donné 100 de fine-metal. La quantité de scories a été de 31 tonnes 4 quintaux, ou de 14 tonnes 17 quintaux de plus que le déchet. Cette augmentation de poids provient de l'oxidation d'une partie du métal et des cendres de la houille qui passent dans les scories. La consommation de houille a été de 10 à 12 quintaux par tonne de fonte.

Le déchet de la fonte varie avec la qualité des des fontes que l'on emploie. On mélange les fontes suivant lé fer que l'on veut fabriquer. La meilleure qualité ne s'obtient ordinairement qu'avec une fonte d'un gris foncé, désignée en anglais par les mots de *dark-grey-pig*. Les fers d'autres qualités s'obtiennent avec les fontes brillantes (*bright*) truitées (*matley*) ou blanches (*white*). Cette dernière est celle qui donne le fer le plus inférieur. Avec la fonte grise (*dark-grey-pig*), le déchet à la finerie n'est que de 11 p. 100, et il est de 13 à 15 lorsqu'on emploie d'autres fontes. Déchets en rapport avec la qualité des fontes.

En France, au Creusot, pendant l'année 1832, 1245 kilogrammes de fonte ont donné 1000 kilogrammes de *fine-metal*. Au Creusot.

A Decazeville, pendant la même année, 1328 A Decazeville.

kilogrammes de fonte ont donné 1000 kilogrammes de *fine-metal*. Ce déchet a été réduit, il est maintenant à peu près égal à celui du Creusot.

Prix de fabrication du *fine-metal* à Dudley.

Voici comment on établissait le prix de fabrication d'une tonne de *fine-metal*, en 1828, dans une usine aux environs de Dudley :

22 quint. ½ de fonte, à 4 liv....	4^liv	9^sh	»^d
3 sacs de coke................	»	4	6
Ouvriers.....................	»	1	6
Vent et administration.........	»	1	2
Pesage de la fonte et du métal...	»	»	4
Réparation des outils..........	»	»	4
Balayage de l'atelier..........	»	»	3
Prix total d'une tonne (*long-weight*).	4	17	1

C'est le prix d'une tonne de 20 quintaux grand poids de *fine-metal*, ou de 2400 livres. Les quintaux grand poids sont de 120 livres. Le quintal métrique de *fine-metal* revient donc à 12 fr. 08 c.; il faudrait ajouter à ce nombre l'intérêt des capitaux engagés.

Lorsqu'on augmente la quantité de vent que l'on donne à la finerie pour faire du meilleur fer, la consommation de coke est de 3 sacs ½ pour une tonne de *fine-metal*. Le sac de coke pèse 4 quintaux (203 kilogrammes).

Prix à Verteg.

Voici quels étaient les élémens du prix de fabrication d'une tonne de *fine-metal* à Verteg, dans le pays de Galles, en 1834 :

t.	qx.		liv.	sh.	d.
1	2 ½	de fonte, à 3l 6sh la tonne.......	3	13	5
»	14	de houille, à » 4 ——	»	2	18
Frais de carbonisation....................			»	»	4
Raffinage..................................			»	1	7
Pesage.....................................			»	»	3
Divers autres frais de main-d'œuvre pour amener le coke et amener les laitiers, balayer, etc.			»	»	6 ¼
Vent et administration....................			»	»	9
Prix total d'une tonne (*short weight*) non compris l'intérêt des capitaux.			3	19	8 ¼

D'après cela, le prix de revient du quintal métrique sera 9 fr. 89 c.

Au mois de mai 1830, à Abersychan, le prix de revient d'un quintal métrique de *fine-metal*, pouvait s'établir ainsi qu'il suit : A Abersychan.

Main-d'œuvre...............	0f	26c
Fonte, 108 kilogrammes. ...	6	22
Charbon, 637 kilogrammes..	»	16
Moulage....................	»	2
Fournitures diverses........	»	2
Transport de matières.	»	3
Total.....	6	71

Le prix de revient du *fine-metal* aux usines de Decazeville, pouvait s'établir ainsi qu'il suit, en 1832, d'après M. Pillet-Will : A Decazeville.

1328 kil. ¾	de fonte et boccages, à 98f 13 la tonne.		136f 41c
932	de coke, à..........	17 16	12 52
344	de houille pour la machine, à.........	3 68	1 27
Machinistes...............................			» 535
Affineurs et aides.........................			4 15
Fournitures, tuyères, terres, briques........			2 535
		TOTAL....	157 89

A cette somme il faudrait ajouter les frais d'administration.

Au Creusot.

Aux usines du Creusot on a obtenu les résultats suivans :

1245 kil. de fonte, à 100f 27.......	124f	83c
684 de coke..................	10	89
Mouleries.....................	5	31
Fournitures diverses..............	2	02
Vent..........................	2	38
Main-d'œuvre, surveillance.......	3	46
TOTAL.....	148	89

En comparant ces prix de revient avec ceux que nous avons donnés plus haut, on trouve que les frais de main-d'œuvre, en France, s'élèvent au moins au double de ceux de la main-d'œuvre en Angleterre, et que le prix du vent est trois fois aussi considérable.

En passant à l'état de *fine-metal*, la fonte a perdu une partie de son carbone; celui qui est resté paraît être combiné avec le fer, comme on

suppose que cela a lieu dans les fontes blanches. Cette opération, entièrement analogue au maséage exécuté dans le Nivernais, paraît donc avoir pour but de changer l'état de combinaison de la fonte, en même temps que de séparer les substances qui communiquent des défauts au fer.

Quels que soient les soins qu'on apporte dans cette opération, le fer qui en résulte n'est pas aussi bon que lorsque cet affinage a été exécuté au charbon de bois.

Affinage direct employé à l'usine de Dowlais.

Depuis quelques années on a apporté, à l'usine de Dowlais, un changement dans l'affinage de la fonte, qui paraît procurer une certaine économie de combustible, et une réduction dans la dépense de main-d'œuvre. Ce changement consiste à affiner la fonte directement : les fineries, qui sont absolument les mêmes que celles employées précédemment, sont placées devant la coulée du fourneau, à 15 ou 18 pieds de l'embrasure, de sorte que le métal fondu se rend dans le creuset de la finerie à sa sortie du haut-fourneau.

Lorsque la finerie est froide, comme le lundi matin, on l'échauffe d'avance; sans cette précaution, la fonte se figerait sur les parois, et l'opération de l'affinage serait longue et coûteuse. Dans le courant de la semaine, les opérations se succédant sans interruption, la température du foyer est très élevée, et il est inutile de l'échauffer avant l'introduction de la fonte liquide.

Le travail du *fine-metal* n'éprouve aucune autre

différence que la suppression de la première partie, dans laquelle on faisait entrer la fonte en fusion.

La tuyère nous a paru plonger davantage dans le bain, que dans les fineries qui marchent encore avec l'ancien procédé. Le *fine-metal* a le même aspect ; il est sec, d'un gris clair et très caverneux ; on le coule en plaques minces, que l'on refroidit par une injection d'eau.

L'opération dure environ une heure, au lieu de 2 à 2 heures $\frac{1}{2}$; on fait vingt coulées par jour, et comme les hauts-fourneaux rendent moyennement 14 tonnes de fonte par vingt-quatre heures, il en résulte qu'on traite environ 7 quintaux métriques de fonte dans chaque affinage ; les 4 heures excédantes sont perdues entre les différentes opérations : d'après les indications que l'on nous a données, la consommation de la houille ne dépasserait pas 170 kilogrammes pour 100 kilogrammes de fonte, tandis qu'avant l'introduction de ce procédé, elle était généralement de 230 à 240 kilogrammes.

L'économie sur la main-d'œuvre et sur les frais généraux, est évidente. Dans les anciennes fineries, on faisait environ sept opérations par 24 heures, et dans chacune d'elles on soumettait à l'affinage 1500 kilogrammes de fonte, ce qui permettait de passer, par jour, environ 1000 kilogrammes, ou 10 tonnes de fonte à une finerie ; dans le procédé actuellement en usage, on peut affiner jusqu'à 14 à 15 tonnes par jour.

Lorsque nous avons visité l'usine de Dowlais, cinq fineries marchaient par ce nouveau procédé, et l'intention était de l'adapter aux douze fineries qui existent dans cet établissement, maintenant le plus considérable de l'Angleterre. L'usine de Dowlais produit moyennement 1200 tonnes de fonte par semaine, et emploie constamment une force mécanique de 1240 chevaux.

D'après le léger aperçu que nous venons d'indiquer, des avantages que l'on prétend avoir retirés à Dowlais de l'emploi de l'affinage direct de la fonte, on a lieu de s'étonner que ce procédé ne soit pas adopté dans les autres usines de Merthyr-Tidwill. Les opposans à cette innovation prétendent que le *fine-metal* obtenu par cette méthode, éprouve à l'affinage une perte plus grande, qui compense au moins l'avantage de la première opération. Nous n'avons pas été à même de vérifier cette circonstance, et par conséquent nous ne pouvons apprécier les avantages ou les inconvéniens de cette innovation; nous avons pensé, néanmoins, qu'il était utile de la faire connaître.

2°. PUDDLAGE, RÉCHAUFFAGE ET ÉTIRAGE.

Fourneau et machines.

Des fourneaux à réverbère pour le puddlage (puddling furnaces).

Des fourneaux de puddlage.

Ces fourneaux rentrent dans la classe de ceux qu'on appelle en France *fourneaux à réverbère*. La chaleur développée dans ces fourneaux étant très grande, on divise l'épaisseur du massif en deux parties. Le revêtement extérieur peut être construit en briques communes ou en matériaux du pays ; mais la paroi intérieure est nécessairement composée de briques réfractaires, excepté la sole qui est souvent en fonte. L'épaisseur de cette paroi intérieure varie suivant la partie du fourneau à laquelle elle appartient ; elle est généralement de deux briques. Quant à l'épaisseur du revêtement intérieur, elle varie beaucoup ; lorsqu'il est en briques, il n'est ordinairement composé que d'un rang.

Armure des fourneaux.

Pour augmenter la résistance que ce fourneau doit opposer à l'action destructive de la dilatation produite par la chaleur, on l'arme en fer ; quelquefois, comme dans les fig. 1 et 2, Pl. II, lorsque l'extérieur est en pierres, cette armure est simplement composée de barres de fer horizontales et verticales, qui entrent les unes dans les autres. Ces barres sont arrêtées par des clavettes qui les empêchent de s'écarter. Le plus ordinairement, les

fourneaux à réverbère sont revêtus de plaques de fonte sur toute leur surface, comme l'indique la fig. 5, Pl. II : elles sont retenues par des barres de fonte verticales appliquées sur les parois du fourneau, et par des barres de fer horizontales, qui sont placées au-dessus de la voûte.

Fourneaux construits en plaques de fonte.

Nous avons vu dans le pays de Galles, principalement à Dowlais et à Cyfartha, des fourneaux de puddlage complétement revêtus de plaques de fonte. Ces fourneaux sont assez légers. Voici comment on les construit : on commence par faire un creux dans le sol, dont les dimensions horizontales sont à peu près celles du fourneau, et qui est profond de 18 pouces à 2 pieds ($0^{m},457$ à $0^{m},610$). On revêt les parois de ce trou d'une maçonnerie d'environ 15 pouces ($0^{m},381$) d'épaisseur, qui s'élève au niveau du sol. Contre cette maçonnerie l'on place une pièce de fonte *ab*, portant un appui saillant *a*, et deux trous dans lesquels on peut passer des boulons (fig. 7). On pose sur l'appui *a*, qui n'a que 9 pouces ($0^{m},228$) de largeur, une seule brique *m*, laquelle soutient une plaque de fonte *cd*, fig. 6 et 7, de 9 pouces de largeur, et c'est sur cette plaque qu'on bâtit le mur de devant du fourneau, du côté opposé à la cheminée; ce mur est maintenu par une forte plaque de fonte à jour EF; celle-ci, munie de deux petites saillies latérales, percées de trous, est fixée par des boulons à la plaque G, qui couvre la paroi latérale du fourneau; au-delà du montant *ab*

s'attache aussi à la plaque G un appui semblable à *a*, mais à une brique plus bas que *a*. Ce nouvel appui est indiqué par des points : on élève dessus un mur de trois briques de hauteur, sur lequel on pose des barres de fonte *h* (fig. 6), destinées à supporter la grille et la plaque de fonte servant de sole au fourneau ; la plaque la plus large *h'* porte le pont. On voit que le niveau de la grille est d'environ une brique au-dessus de la plaque *cd*.

Les deux parois latérales sont revêtues chacune de trois plaques G (fig. 5), qui vont jusqu'à la cheminée ; ces plaques ont des saillies et sont liées ensemble par des boulons. Elles ont $\frac{3}{4}$ de pouce ($0^m,0189$) d'épaisseur ; la plaque EF a 1 pouce ($0^m,0253$) d'épaisseur.

La cheminée est supportée par quatre pieds de fonte ; on pose d'abord sur ces pieds quatre plaques de fonte, puis on bâtit la cheminée en briques. La construction en briques est interrompue tous les 4 ou 5 pieds, par des plaques de fonte *m* (fig. 8), posées horizontalement : ces plaques portent des trous *o*, dans lesquels on fait passer des tiges de fer qui unissent ensemble toutes les plaques d'une même face. Les plaques des quatre faces de la cheminée ne forment pas une suite de cadre de fonte ; mais elles sont posées de telle manière qu'il y a toujours une brique de hauteur de différence entre les plaques des faces X (fig. 9) et celles des faces Y de la cheminée.

Le fourneau de puddlage est divisé intérieure-

ment en trois parties distinctes, qui sont : *la chauffe, la sole* et *la cheminée*. Les dimensions des diverses parties sont très variables. Dans ces dernières années, on a employé, dans quelques usines, des fourneaux de dimensions beaucoup plus grandes que ceux qui étaient en usage auparavant. Ces fourneaux ont une porte de plus que les anciens : dans les uns les portes sont en face l'une de l'autre, et l'on travaille par les deux à la fois. Dans les autres, les portes sont du même côté : l'une a les dimensions ordinaires, et sert au travail; l'autre, plus petite, est presque à l'extrémité de la sole, et ne sert qu'à charger le *fine-metal*, de manière qu'il soit porté au rouge pendant l'opération qui précède celle où il doit être puddlé. Les fig. 5, 6, 7 et 9, Pl. II, représentent un fourneau de cette espèce. La porte de la grille *a*, a intérieurement $0^m,303$ de hauteur et autant de largeur. La porte de travail *b* a $0^m,380$ de hauteur et $0^m,203$ de largeur. La nouvelle porte *c* a $0^m,28$ de hauteur et $0^m,25$ de largeur. Enfin, le trou *d* a $0^m,235$ de largeur, $0^m,080$ de hauteur intérieurement, et $0^m,15$ de hauteur extérieurement. Position des portes.

Ce dernier système paraît présenter une économie de combustible : nous reviendrons sur ce sujet.

La chauffe varie de 3 pieds $\frac{1}{2}$ à 4 pieds $\frac{1}{2}$ de long sur 2 pieds 8 pouces à 3 pieds 4 pouces anglais de large ($1^m,067$ à $1^m,372$ sur $0^m,813$ à $1^m,016$). L'ouverture de la porte par laquelle on charge le De la chauffe.

charbon a 8 à 12 pouces en carré (0m,205 sur 0m,305); elle est évasée vers l'extérieur du fourneau : l'embrasure de cette porte est entièrement en fonte. On y accumule ordinairement de la houille pour ne pas gêner le tirage et introduire de l'air par la partie supérieure de la grille.

Les barreaux de la chauffe sont mobiles, afin qu'on puisse, en les écartant avec un ringard, faire tomber les escarbilles qui s'amassent entre eux, et nettoyer la chauffe après chaque opération. C'est également pour cette raison que le mur qui forme la naissance de la voûte ne descend pas entièrement jusqu'à la grille. Il existe un vide de 3 pouces, par lequel les ouvriers introduisent leur ringard, et pour qu'ils puissent l'appuyer, on a placé à la hauteur de la grille une *marâtre* en fonte, qui présente des dentelures, et que, par ce motif, on appelle quelquefois peigne. Les barreaux reposent sur deux ou trois marâtres A, en fonte, qui ont de 3 à 4 pouces de côté (0m,075 à 0m,10); ils ont eux-mêmes de 12 à 14 lignes de côté (0m,025 à 0m,029).

Lorsque le fourneau est simple, on pratique, au-dessus du pont, sur le côté de la chauffe opposé à la porte, un petit trou d'environ 0m,075 de hauteur et 0m,150 de largeur, par lequel on chauffe les barres destinées à manœuvrer les loupes sous le marteau pendant une partie du travail; on bouche ce trou avec une brique. Lorsque les

fourneaux sont accouplés, ce trou est placé à côté de la porte de la chauffe.

La *sole* est tantôt en brique, tantôt en fonte. Dans le premier cas, elle est composée de briques réfractaires placées de champ, et formant une espèce de voûte plate. Elle repose immédiatement sur un massif de maçonnerie plein ou voûté à sa partie inférieure. De la sole.

Quand elle est en fonte, ce qui devient maintenant d'un usage général, elle est composée quelquefois d'une seule pièce dans les petits fourneaux, mais ordinairement de deux ou trois. Une seule plaque présente le désavantage d'obliger de reconstruire presqu'en entier le fourneau quand on veut le changer. Dans ce premier cas, elle est un peu creuse, comme dans la fig. 2, Pl. II; lorsqu'elle est de plusieurs pièces, elle est ordinairement plane. L'épaisseur de la fonte est de 2 pouces a 2 pouces $\frac{1}{2}$ (0m,050 à 0m,065).

Les *soles* en fontes reposent sur des piliers également en fonte, au nombre de quatre ou cinq; ils sont supportés par des dés en fontes placées sur une assise en maçonnerie. Cette *sole* entre de 2 pouces dans les murs du fourneau, sur toute sa circonférence; et, pour qu'elle soit maintenue plus solidement, on place un rang de briques en saillies, de manière à former une espèce de tasseau.

La longueur de la *sole* est ordinairement de 6 pieds (1m,83); sa largeur varie de point en point. Sa plus grande largeur, qui est vis-à-vis la porte, Dimension de la sole.

est de 4 pieds (1^m,22). Dans le fourneau dont nous donnons le dessin, fig. 12, Pl. II, et qui produit de bons résultats, la *sole* présente en outre, en cette partie, une espèce d'oreille qui entre dans l'embrasure de la porte; à sa naissance, vers la chauffe, elle a 2 pieds 10 pouces (0^m,86); elle en est séparée par un petit mur en briques (pont de la chauffe) qui a 10 pouces d'épaisseur (0^m,25), et s'élève de 3 pouces à 3 pouces $\frac{1}{2}$ (0^m,075 à 0^m,087) au-dessus d'elle. A l'autre extrémité sa largeur est de 2 pieds (0^m,61). La courbure que présentent les côtés de la *sole* n'est pas symétrique; quelquefois elle forme un avancement, comme on l'observe dans la fig. 12, Pl. II. Ordinairement elle est un peu plus forte du côté de la porte que sur la face opposée. La flèche de l'arc est de 1 pied d'un côté et 8 pouces de l'autre (0^m,305 sur 0^m,20). A l'extrémité de la *sole* la plus éloignée de la chauffe il existe un renflement en briques de 2 pouces $\frac{1}{2}$ (0^m,063) de hauteur que l'on appelle *autel*, dont le but est d'empêcher le métal qui viendrait à fondre de couler vers le trou du *floss*. Au-delà de l'autel, la *sole* se termine par un plan incliné; le *floss*, ou trou du *chio*, issue par laquelle les scories coulent hors du fourneau, est ordinairement à un niveau un peu inférieur à celui de la *sole*, et pratiqué sous la porte de travail. On fait rarement couler les scories du puddlage; elles sont le plus souvent nécessaires à un bon travail.

Trou du *floss*.

La porte est une plaque de fonte garnie intérieurement de briques réfractaires; son épaisseur totale est de 3 pouces ½ (0^m,87), fig. 4, Pl. II : elle présente à sa partie inférieure une ouverture rectangulaire de 4 à 5 pouces de côté (0^m,10 à 0^m,125), qui se ferme au moyen d'une petite pièce de fonte par laquelle les ouvriers peuvent reconnaître l'état du fourneau, et brasser le métal désagrégé; la porte se soulève et se ferme au moyen d'un levier et d'un contre-poids, fig. 4, Pl. II. Elle glisse dans l'embrasure en fonte, qui a 14 pouces de côté (0^m,353), et qui présente une coulisse, ainsi que la fig. 14 le fait voir.

Le massif de la cheminée fait continuité avec le fourneau; il est très souvent supporté par quatre colonnes en fonte et des marâtres placées horizontalement, comme l'indique la fig. 10. Les cheminées sont ordinairement entièrement verticales; quelquefois cependant, dans certaines usines où l'on veut profiter de la chaleur pour chauffer des chaudières de machines à vapeur, ainsi que nous en donnerons plus tard un exemple, on en fait une partie horizontale. Excepté ces cas, il est préférable de faire les cheminées verticales; elles tiennent moins de place et coûtent moins à construire. De la cheminée.

Souvent, pour rendre la construction plus économique, on accole deux fourneaux et l'on réunit leurs cheminées ensemble; mais comme le tirage n'est pas le même et que souvent l'opération du puddlage n'est pas au même point dans les deux

fourneaux, on conserve les deux tuyaux de cheminée isolés et séparés entre eux par un mur composé d'un ou de deux rangs de briques réfractaires. Quelquefois aussi on laisse les cheminées des deux fourneaux accolés entièrement indépendantes l'une de l'autre et dans deux massifs isolés.

L'extérieur des cheminées, fig. 2, Pl. II, est construit en briques communes, tandis que l'intérieur est formé d'un rang de briques réfractaires non liées avec les premières. Par ce moyen, on peut réparer l'intérieur des cheminées à volonté sans détruire l'extérieur.

Quelquefois pour donner plus de solidité à la paroi extérieure des cheminées, on place des morceaux de fer feuillard entre certaines assises et à distances assez rapprochées.

Dimensions des cheminées.

Les cheminées des fourneaux de puddlage ont de 30 à 50 pieds (9^m,15 à 15^m,25) de hauteur; assez généralement on préfère les cheminées de 45 pieds (13^m,72). Leur section horizontale varie entre 14, 16 et 20 pouces (0^m,355, 0^m,405 et 0^m,505) de côté. Elles portent à leur partie supérieure une plaque en fer ou registre (en anglais *damper*), que l'on peut ouvrir ou fermer de manière à régler le tirage, au moyen d'un levier et de tringles de fer qui descendent le long de la cheminée.

Lorsque les cheminées sont horizontales, on leur donne intérieurement les mêmes dimensions : leur partie supérieure est voûtée. Les briques qui forment la voûte sont réunies par un lien en fer.

Lorsqu'il y a deux fourneaux accolés, l'axe de la cheminée commune est placé sur leur ligne de séparation, de façon qu'il faut deux tuyaux inclinés, qui conduisent la fumée de chaque fourneau dans la cheminée. Dans ce cas, le floss est séparé de la cheminée, et placé, comme à l'ordinaire, sur le prolongement de l'axe du fourneau. Le petit tuyau incliné, qui met la cheminée en communication avec le fourneau, n'a que 8 à 10 pouces de vide intérieur; sa surface de réunion avec le corps de la cheminée est évasée; les ouvriers assurent que lorsque ces deux parties sont à angle droit, le tirage est beaucoup moins bon.

La sole du fourneau est élevée de 3 pieds (0^m,915) au-dessus du sol. La voûte, qui n'a que l'épaisseur d'une brique, est élevée de 2 pieds (0^m,61) au-dessus du pont de la chauffe et au-dessus du niveau de la sole pris au milieu du fourneau. A son point extrême, près de la cheminée, son élévation n'est que de 8 pouces (0^m,20); cette hauteur est aussi celle de l'ouverture de la cheminée.

Fourneaux de puddlage à deux portes.

Les fourneaux de *puddlage* à deux portes de travail ont, en Angleterre, leurs partisans et leurs adversaires. On prétend qu'ils procurent une économie de combustible, mais qu'elle est légère, et qu'ils incommodent beaucoup plus les ouvriers par la chaleur, que les fours à une seule porte. Ils coûtent le double en main-d'œuvre, mais rendent davantage dans le même temps. Un de leurs plus grands avantages est d'occuper moins de place

pour une même production. A *Hennebon*, près *Lorient* (Bretagne), on a trouvé que les fourneaux à deux portes donnaient une économie d'un tiers sur le combustible; et, en 1827, lorsque l'un de nous a visité cette usine, on démolissait les fourneaux à une porte pour en substituer d'autres.

Les fourneaux à deux portes, dont une seule de travail, comme ceux de *Dowlais*, paraissent mériter la préférence. Ils procurent une économie en combustible, et produisent plus dans le même temps sans incommoder les ouvriers par une chaleur excessive.

Fourneaux à deux portes, dont une seule de travail.

Depuis quelques années, on a établi en France des forges à l'anglaise à des distances assez éloignées des mines de houille; et le prix de ce combustible a fait chercher le moyen de l'économiser. Nous avons vu des fourneaux construits sur la forme de ceux dont nous venons de parler et dans lesquels on chauffait le *fine-métal* en même temps que l'on puddlait. D'après des renseignemens que quelques maîtres de forges ont eu la bonté de nous communiquer, il paraît qu'on économise par ce moyen une certaine quantité de combustible (40 à 45 kilog. sur 350), et qu'on peut affiner une plus grande quantité de fonte dans le même temps; on fait cinq opérations au lieu de quatre. Ces fourneaux sont de deux espèces.

Fourneau à autel, pour chauffer le *fine-metal*.

Dans les uns, on élève de quelques centimètres l'extrémité du fourneau la plus éloignée de la

chauffe, et l'on y pratique une espèce de large autel, sur lequel on place le *fine-metal*, au moyen d'une porte située en face ; il s'échauffe par le courant d'air chaud qui se rend dans la cheminée. Quand l'opération du *puddlage* est terminée, on amène le *fine-metal* déjà rouge sur la partie inférieure de la sole. On est obligé de faire une seconde voûte au-dessus de l'autel. Ces fourneaux sont généralement peu employés.

Dans le plus grand nombre des cas, on allonge seulement le fourneau de 50 à 65 centimètres, et l'on pratique une porte à l'extrémité opposée à la chauffe, pour introduire le *fine-metal* sur la sole. Cet allongement ne paraît avoir d'autre inconvénient que de refroidir un peu l'extrémité du fourneau. Les fig. 1 et 2, Pl. III, représentent un fourneau à deux soles et une seule porte de travail.

Nous connaissons un fourneau de cette nature ayant une sole de 2 mètres 75 de long, sur laquelle on affine à la fois 300 kilogrammes de fonte ; il paraît donner des résultats avantageux.

Emploi de la chaleur perdue.

Nous avons déjà dit que la fumée des fourneaux de *puddlage* est quelquefois employée à chauffer des chaudières de machines à vapeur. Ce moyen d'utiliser la chaleur des fumées est très répandu dans le Staffordshire, où dans toutes les nouvelles usines et la plupart des anciennes, on a placé des chaudières à vapeur sur les fours à puddler et à réchauffer. Nous donnons ici une disposition de chaudière que nous avons vue dans une grande

usine du *Staffordshire*; on gagne complétement le travail qui serait nécessaire aux machines à vapeur.

La chaudière reçoit la chaleur de trois ou quatre fourneaux disposés autour d'elle, ainsi que le représente la fig. 5, Pl. III. Elle est enveloppée jusqu'au dôme par une construction en briques, ayant la forme d'une tour. Elle est cerclée en fer et soutenue par une pièce de fonte AB, placée au-dessus des voûtes des fourneaux, et portée sur des massifs de briques bâtis entre ces fourneaux. La flamme sortant du fourneau s'élève dans le tuyau *e* le long de la chaudière, entre dans le tuyau *c* pratiqué dans la chaudière même; et descend par un tuyau *d*; de là, la fumée se rend par un canal souterrain à une grande cheminée de 80 à 100 pieds ($24^m,40$ à $30^m,50$) de hauteur, qui est la seule de toute l'usine.

La chaudière a 16 ou 17 pieds ($3^m,88$ ou $5^m,18$) de hauteur. 7 pieds ($2^m,13$) de diamètre. Les tuyaux *c* et *d* ont $2\frac{1}{2}$ pieds et 3 pieds ($0^m,76$ et $0^m,91$) de diamètre : $xy = 8$ à 9 pieds ($2^m,44$ à $2^m,74$).

On règle le tirage des fourneaux au moyen d'une plaque de fonte *f*, portant une crémaillère, dans laquelle engrène une roue enarbrée avec une poulie *g*; sur cette poulie passe une chaîne sans fin, avec laquelle on peut manœuvrer la plaque *f*.

Les scories tombent dans l'espace *h* et s'écoulent par un trou pratiqué dans le massif de maçon-

nerie, devant lequel on entretient continuellement un feu de houille.

Dans la même usine, la fumée des fourneaux de tôlerie est employée à chauffer des chaudières. On place une chaudière horizontale sur chaque fourneau; la fumée circule dans des tuyaux pratiqués dans la chaudière, et de là se rend à la cheminée commune.

L'économie de combustible que cette disposition des appareils d'une forge apporte dans la fabrication du fer, peut être considérable; nous verrons plus loin que les machines seules, consomment environ une tonne et demie de houille, pour l'étirage en barres d'une tonne de fer.

Des fourneaux à réchauffer. (Reheating furnaces, Balling furnaces, *ou* mill-furnaces.)

Les fourneaux à réverbère employés pour réchauffer le fer brut produit par les fourneaux à *puddler*, sont analogues à ceux-ci; leurs dimensions sont seulement différentes. Leur largeur est plus grande sur tout le devant, où on leur donne une courbure : elle est ordinairement de 4 pieds (1^{m},22). La sole des fourneaux à réchauffer a 6 ou 7 pieds de longueur (1^{m},83 à 2^{m},13) et va en se rétrécissant du pont vers la cheminée. Elle est généralement formée d'une voûte plate, en briques, recouverte d'une couche de 1 pouce à 1 pouce ½ de sable. Nous en avons cependant vu

Des fourneaux à réchauffer.

quelques-uns dont la sole était en fonte. Une de ces soles est représentée fig. 14, Pl. II. La voûte de ces fourneaux est un peu plate et élevée d'environ 2 pieds ($0^m,61$) au-dessus de la sole au centre du fourneau; elle s'abaisse du côté de la cheminée. Souvent on donne à la sole de ces fourneaux une légère pente vers le trou du *floss*, afin de faciliter l'écoulement des scories, qui sont assez considérables, surtout quand on chauffe les pièces obtenues par le forgeage des *blooms* ou *loupes*. Afin que les scories ne se figent pas, on force la flamme à passer dessus en abaissant l'ouverture de la cheminée. Il existe ensuite près du trou du *floss*, une plaque de fonte sur laquelle on entretient un feu de houille.

Une partie du sable de la sole se combinant avec l'oxide de fer et passant en scories, on ajoute, toutes les deux ou trois opérations, du sable dans les parties où la sole ne présente pas assez d'épaisseur.

La cheminée d'un fourneau à chaufferie a 30 ou 40 pieds ($9^m,15$ à $12,20$) de hauteur.

Les dimensions de ces fourneaux doivent être calculées de manière à développer dans le même temps une plus grande chaleur que les fourneaux du *puddlage*. Cette dernière opération n'exige pas une température aussi élevée que le réchauffage ou plutôt le soudage des barres.

MACHINES D'UNE FORGE A L'ANGLAISE.

En Angleterre, on se sert, pour le forgeage et l'étirage du fer, de marteaux en fonte d'un grand poids, de cylindres de différentes dimensions, destinés à cingler les loupes et à étirer le fer en barres, et de cisailles. Ces différens mécanismes sont mus soit par une machine à vapeur comme dans le *Staffordshire* et dans presque tous les autres comtés de l'Angleterre, soit par des roues hydrauliques, quand les localités le permettent, comme dans plusieurs usines du sud du pays de Galles.

Nous supposerons que le moteur soit une machine à vapeur, et nous allons chercher quel travail elle doit faire. Une forge, dans laquelle on peut fabriquer par semaine de 100 à 150 tonnes de fer de divers échantillons, consiste en un ou deux marteaux à soulèvement, deux paires de cylindres pour le puddlage ébaucheur; deux paires de cylindres de 14 pouces de diamètre, pour étirer les barres de grandes dimensions; deux paires de cylindres de 10 pouces de diamètre, pour fabriquer le fer de moyenne dimension; deux ou trois paires de cylindres de 7 pouces de diamètre, destinés à l'étirage des petits fers; une paire de laminoirs de 8 pouces de diamètre pour finir le fer feuillard; une paire de spatards et une machine à fendre pour fabriquer la verge; enfin, deux ou trois paires de cisailles et une machine à tourner les diverses espèces de cylindres. La machine à

vapeur doit donc mettre en mouvement dix à onze paires de cylindres, un marteau, des cisailles et un tour. On lui donne ordinairement un cylindre de 45 pouces de diamètre, ce qui représente une force de 80 à 85 chevaux.

L'effort que cette machine doit vaincre n'est pas constant. On conçoit facilement toutes les variations que cet effort doit subir entre les limites extrêmes, qui sont le cas où la machine tourne à vide et celui ou l'on étire du fer à tous les cylindres. On doit diriger le travail des ouvriers de manière que ces cas extrêmes ne se présentent pas et qu'il n'y ait jamais qu'une partie des machines de la forge, en travail. L'effort que la machine peut exercer varie aussi comme celui de toutes les machines dont le mouvement se communique à l'aide d'une manivelle. C'est pourquoi les machines qui font marcher les différens attirails d'une forge, sont armées de volants très puissans, pesant de 8 à 12,000 kilogrammes, et ayant 5 à 10 mètres de diamètre. La charge est autant que possible répartie sur la circonférence du volant, dont la vitesse est environ de soixante-douze tours par minute. Il résulte de ces dispositions un effort si puissant qu'il serait impossible d'arrêter subitement la machine sans la briser. Aussi l'on a soin de donner beaucoup de légèreté à quelques pièces peu importantes de la machine à vapeur, telles que les communications de mouvement, les manchons, par exemple, en

sorte que si un obstacle se présente, ces pièces cassent et la machine continue à tourner sans produire de plus graves accidens.

On fait usage, en outre, de boîtes de sûreté; ce sont des pièces en fonte évidées au centre, que l'on place entre l'ampoise et les vis de pression qui maintiennent les cylindres dans leurs cages. Ces boîtes cassent aussitôt que l'effort fait par les cylindres devient un peu trop considérable.

Le plus souvent, pour qu'il soit plus facile de rendre constant l'effort que la machine doit vaincre, on établit une machine pour soulever le marteau seulement, et une autre machine indépendante met les cylindres en mouvement. On remarque en effet, dans le cas d'une seule machine, que, le marteau et les cylindres marchant ensemble, la vitesse des derniers est beaucoup moindre que lorsque l'on n'emploie pas le marteau; et nous verrons que, dans le travail du fer, il n'est pas indifférent que les cylindres aient toujours la même vitesse. Aussi nous pensons qu'il serait avantageux d'employer trois machines pour faire mouvoir une forge anglaise : une serait destinée au marteau, une autre à mettre en mouvement les laminoirs à tôle, et la troisième, tous les cylindres à étirer les barres.

Disposition générale du mécanisme.

Nous allons maintenant donner quelques détails sur les différens mécanismes employés dans une forge, sans nous occuper du moteur qui les met en jeu.

Ils doivent être disposés de manière que les ouvriers n'aient jamais à traîner qu'à une petite distance les pièces qu'ils ont à travailler, soit avec le marteau, soit avec les cylindres. Souvent une barre sortant d'un premier couple de cylindre passe immédiatement sous un second; il peut être alors avantageux que le second couple soit vis-à-vis le premier.

Ordinairement l'arbre du moteur porte à droite et à gauche, comme le représente le plan général, fig. 1, Pl. IV, une grande roue dentée, qui communique le mouvement aux différens mécanismes par des roues dentées plus petites. Nous supposerons, comme c'est le cas assez habituel, qu'il existe six de ces roues dentées, quatre mettant en mouvement des systèmes différens de cylindres, et les deux autres faisant marcher les cisailles et le marteau. Les cylindres employés dans une usine ne sont jamais placés tous sur le même arbre, parce qu'ils ne doivent pas marcher tous à la fois, et qu'ils doivent avoir des vitesses différentes, suivant leur diamètre. On a soin, pour économiser le temps et faciliter le travail, de réunir, d'un côté de la machine motrice, le marteau, les cisailles et les cylindres ébaucheurs du puddlage, tandis que de l'autre on place les différens systèmes de cylindres destinés à étirer le fer en barres. Par la même raison, les fourneaux à puddler doivent être groupés du côté du marteau, tandis que ceux à réchauffer seront disposés dans l'autre partie de l'usine.

Nous avons déjà dit que l'on n'employait en Angleterre que le marteau en fonte à son levement. Des marteaux.

On établit généralement deux marteaux dans une usine; les usages en sont quelquefois différens : l'un sert à cingler la loupe, l'autre à finir les barres.

Les fig. 4 et 5, Pl. III, représentent un marteau à cingler; il est entièrement en fonte.

Ces marteaux ont environ 10 pieds (3^m,5) de longueur, et se composent ordinairement de deux parties, le manche et la tête ou panne. Cette dernière entre à frottement dans le manche, elle y est retenue par des coins en fer. La panne se compose de plusieurs plans en retraite les uns sur les autres, comme on le voit dans la fig. 7. Ces différens plans sont destinés à donner des formes différentes à la loupe.

Le manche du marteau porte deux oreilles en partie cylindriques, qui lui servent de tourillons : elles tournent sur des crapaudines en cuivre encastrées dans des pièces en fonte. Deux trépieds en fonte, reliés à leur partie inférieure par des pièces en fonte horizontales; le tout coulé souvent d'une seule pièce, forme le support du marteau.

Un anneau de fonte, *came-ring-bag*, qui porte des cames que l'on peut changer à volonté, fait mouvoir le marteau; ces cames sont fixées avec des coins en fer et en bois. Dans une usine que nous avons pu visiter avec détail, le diamètre de cet anneau était de 3 pieds (0^m,915), et son Des cames.

épaisseur de 18 pouces ($0^m,45$); le poids de cette pièce était de 4,000 kilogrammes.

Le poids du manche du marteau était de 3,500 kilogr., et celui de la tête ou panne de 400 kilogr.

A l'extrémité du manche du marteau, à l'endroit où les cames s'engagent, on fixe une plaque de fer forgé au moyen de deux boulons. Sans cette précaution, le manche serait promptement usé; on peut encore avoir soin de couler en coquille cette partie du marteau, ainsi que celle où l'on place la *bride;* la même précaution doit être prise pour la place de la *chabotte* sur laquelle repose la bride, et pour la portion des cames qui frotte contre le manche.

Lorsque le marteau est au repos, il est *bridé*, c'est-à-dire supporté par un long morceau de fer portant un manche à un niveau supérieur à celui auquel les cames peuvent atteindre, en sorte que la machine peut continuer à marcher.

L'anneau des cames a 3 $\frac{1}{2}$ à 4 pieds ($1^m,06$ ou $1^m,22$) de diamètre.

On établit quelquefois deux marteaux à peu près en face l'un de l'autre, de manière qu'ils soient levés alternativement par la même machine à vapeur. Celle-ci donne le mouvement à un arbre placé entre les deux marteaux, portant, sur des circonférences différentes, deux rangs de cames, disposés en sens contraires l'un de l'autre; cet arbre, pouvant tourner à volonté dans deux sens différens, soulève l'un ou l'autre marteau suivant

que le travail l'exige. Nous avons aussi vu un arbre de 6 pieds de diamètre, portant huit cames, qui faisait marcher en même temps deux marteaux, l'un par la tête, l'autre par la queue.

Un marteau à cingler donne de soixante-quinze à quatre-vingts coups par minute : on estime qu'une force de dix à douze chevaux est nécessaire pour le mener.

L'enclume est également composée de deux parties; l'une, appelée *panne de l'enclume*, est la contre-partie de la panne du marteau; elle pèse également 400 kilogrammes. De l'enclume.

La seconde, désignée par le nom de *souche de l'enclume* ou *chabotte*, pèse 4,000 kilogrammes. Sa forme est celle d'un parallélépipède dont les arêtes sont arrondies. Comme le poids de toutes ces pièces est très grand, et que les chocs sont considérables, on ne saurait prendre trop de précautions dans l'établissement du marteau et de son enclume. Ordinairement on établit une forte maçonnerie, fig. 4, Pl. III, sur laquelle on place un grillage en bois double ou même quadruple, formé de poutres placées les unes à côté des autres. Souvent on pose sur la maçonnerie trois lits de pièces de bois dans deux sens différens : l'un dans le sens de la longueur du marteau, l'autre perpendiculairement, et le troisième parallèle au premier. Ces pièces de bois ont de $0^m,25$ à $0^m,30$ d'équarissage. Elles portent des pièces de fonte à oreilles, dans lesquelles on engage les supports des marteaux et

de l'enclume. Ces poutres font ressort et détruisent une partie de l'effort que produit le choc. Elles fatiguent beaucoup; nous en avons vu retirer après six mois de service qui étaient réduites en fibres isolées. Pour parer à cet inconvénient, on a placé, en réparant le grillage, une plaque de fonte de 6 pieds en carré entre la souche de l'enclume et le grillage.

Le marteau pour forger et finir les barres est plus léger que l'autre, sa panne est entièrement plate; il faut toujours à peu près la même force pour le mener, parce qu'il doit donner un plus grand nombre de coups par minute; souvent ce marteau est soulevé par cinq cames, tandis que le marteau à cingler n'est soulevé que par quatre.

Des presses à comprimer.

On a employé dans les dernières années une presse à comprimer les *blooms*, qui peut jusqu'à un certain point tenir lieu du marteau. Les fig. 7 et 9, Pl. VII, représentent cet appareil. Un levier plat ABC en fonte est mis en mouvement autour du point C par une bièle articulée à l'extrémité A, et animée d'un mouvement alternatif dans le sens de sa longueur. La boule à comprimer est placée sur la plaque en fonte FG, et on la fait rouler du point G au point F; on redresse la boule et on la refoule vers le point G.

La plaque FG est creuse, et un courant d'eau froide circule continuellement dans l'intérieur; elle est supportée sur des pièces en fonte HI qui l'éloignent de la charpente et empêchent le feu de s'y communiquer.

Le fer préparé à la presse ne paraît pas être aussi bon que celui qui est martelé, cependant si les puddleurs travaillent avec soin, cette différence est faible. La presse présente l'avantage d'exiger beaucoup moins de force qu'un marteau et des ouvriers peu exercés. Les réparations sont loin d'être aussi dispendieuses que celles du marteau qui, ainsi que l'enclume, se casse souvent.

D'après M. Petiet, l'usage des *marteaux-presses* est devenu si général en Angleterre, qu'il n'y a presque plus d'usines où l'on prépare la loupe seulement aux cylindres ébaucheurs. On réserve le marteau frontal pour le corroyage des grosses loupes, servant à faire les fortes tôles pour chaudière. En une vingtaine de coups de presse, le fer est réduit en un masseau de 2 $\frac{1}{2}$ à 3 pouces de côté, qui après avoir été refoulé à son extrémité, est passé immédiatement aux cylindres dégrossisseurs.

La manivelle de la presse peut être fixée à l'extrémité des laminoirs ou sur l'axe du volant.

Des ébaucheurs.

Les ébaucheurs (*roughing rolls ou puddler rolls*) sont les cylindres sous lesquels on passe les loupes aussitôt après le cinglage au marteau, qui est d'usage dans la plupart des usines d'Angleterre et dans les forges récemment établies en France. Quelquefois même, elles sont portées sous les cylindres à leur sortie immédiate du fourneau à puddler, comme cela se pratique dans quelques usines du pays de Galles où l'on n'emploie pas de

marteaux, méthode qui abrége un peu la durée du travail, mais donne un fer moins bon.

Les cylindres ébaucheurs, dans les usines où on les emploie conjointement avec les marteaux, ont, le plus souvent, deux ou trois cannelures gothiques, c'est-à-dire dont la section a la forme d'un ovale ou d'un carré à angles très arrondis.

Le petit axe de chaque ellipse, qui est toujours placé dans le sens vertical, est égal au grand axe ou à l'axe horizontal de la cannelure suivante, de sorte qu'en changeant de cannelure on est obligé de faire faire un quart de révolution à la barre, ce qui fait que le fer s'allonge dans tous les sens. Les cannelures qui viennent ensuite sont rectangulaires, et au nombre de six ou sept; nous ne croyons pas qu'il y ait une loi fixe de décroissement. Elle n'est pas uniforme, et varie d'une usine à l'autre. Les premières cannelures décroissent plus vite que les dernières, ce qui doit être, puisque les loupes sortant des fourneaux sont pleines de laitier, ont une texture très lâche, et offrent par conséquent peu de résistance à la pression. Plusieurs cannelures de ces cylindres présentent des aspérités analogues aux dents d'une lime, mais d'une dimension bien plus grande, destinées à mordre sur la loupe pour l'empêcher de glisser. Les premières cannelures rectangulaires présentent aussi cette disposition, qui est générale à toutes les premières cannelures des différens systèmes de cylindres.

A la hauteur du fond des cannelures du cylindre inférieur, existe une plaque de fonte, fig. 8, Pl. V, qui présente des découpures en rapport avec les cannelures des cylindres. Cette pièce, appelée *tablier*, est soutenue par des tiges de fer. Elle sert à appuyer la loupe et les barres de fer qu'on veut soumettre à l'action des cylindres, et à retenir les fragmens de fer mal soudés qui tombent pendant l'étirage.

Du côté opposé au tablier, on place devant chaque cannelure des *gardes;* ce sont des morceaux de fer qui s'appuient d'un côté sur une barre de fer transversale retenue entre les cages, de l'autre, sur le cylindre même. Cette extrémité est taillée en biseau et est retenue par une barre de fer taillée de même, s'appuyant contre le cylindre et arc-boutant contre le rebord de la plaque de fonte sur laquelle sont fixées les cages. Ces dispositions sont communes à toute espèce de laminoirs. Tablier.

L'un des cylindres, ordinairement l'inférieur, reçoit directement le mouvement du moteur par l'intermédiaire d'un arbre tournant; il le communique au cylindre supérieur par des pignons, ainsi qu'on le voit fig. 1 et 4, Pl. V. Ce cylindre tourne dans un sens contraire du supérieur. Les cages ou *fermes* de fonte (*hausing frames*), dans lesquelles nous avons dit que les cylindres étaient maintenus, offrent une grande résistance; la projection verticale, fig. 2, Pl. V, représente leur

forme. Leur hauteur est de 5 pieds (1^m,525); leur épaisseur est d'un pied (0^m,305) dans le sens perpendiculaire à l'axe des cylindres; et de 10 pouces (0^m,25) dans l'autre. Ces fermes sont reliées dans leur partie supérieure par deux tringles en fer, sur lesquelles les ouvriers appuient leurs tenailles pour passer la loupe ou la barre de fer d'un côté des cylindres à l'autre.

Des coussinets.

Les coussinets se composent chacun de deux pièces : l'une en cuivre jaune, qui présente une échancrure cylindrique, est enchâssée dans l'autre, qui est de fonte. Le coussinet inférieur entre dans une échancrure faite en escalier, fig. 2 Pl. V, et il porte en outre une oreille saillante, pour qu'il ne puisse pas remonter. Le cylindre supérieur, est maintenu par une ampoise en fonte, dans laquelle on fixe également un coussinet en cuivre : c'est sur cette pièce ou plutôt sur une boîte de sûreté que pressent les vis de pression destinées à limiter à volonté l'écartement des cylindres. Ces vis sont à filets carrés; elles ont 4 pouces (0^m,10) de diamètre y compris le pas de la vis; les filets ont 6 lignes (0^m,0125) d'épaisseur.

Les ébaucheurs, dans le *Staffordshire*, ont 5 ou 5 $\frac{1}{2}$ pieds (1^m,52 ou 1^m,77) de longueur de table et 18 pouces (0^m,45) de diamètre. Leur longueur, y compris les tourillons, est généralement de 7 pieds (2^m,133); ils pèsent 4,000 à 4,500 kilogrammes. Ils font souvent vingt-cinq tours par minute; ce qui donne une vitesse à la

circonférence de 1113 pouces par minute ($35^{m},87$). Ils sont, dans ce cas, sur le même axe que les laminoirs pour la tôle. On leur donne aussi une vitesse plus grande en diminuant le diamètre. Ainsi dans certaines usines du *Staffordshire*, on forge assez la loupe pour qu'on puisse la passer de suite sous des cannelures rectangulaires. Les cylindres ont alors 14 pouces ($0^{m},355$) de diamètre, et font soixante à soixante-quinze tours par minute; ce qui correspond à un espace parcouru de 2,640 à 3,300 pouces par minute ($67^{m},04$ à $83^{m},79$). La vitesse qu'on leur donne dépend aussi de la qualité du fer que l'on étire. On désigne alors les cylindres sous le nom de *préparateurs* (1).

Forme des cannelures.

Il faut remarquer que dans ces cylindres, ainsi que dans tous ceux qui ont des cannelures rectangulaires à diagonales inclinées, ces ouvertures sont formées par une cannelure saillante d'un des cylindres, ordinairement le cylindre supérieur, et par une cannelure rentrante du cylindre inférieur. Si donc on taillait les cannelures dans des cylindres coulés de même diamètre, celle qui est saillante aurait un diamètre plus grand que celle qui est rentrante et lui correspond. Les cylindres, pendant le laminage, prendraient donc des vitesses

(1) M. Petiet nous a dit que les cylindres ébaucheurs n'étaient plus employés dans le pays de Galles, que conjointement à une machine à comprimer, qui sert au premier travail de la loupe.

différentes, et les barres frotteraient sur un long espace à la fois ; il en résulterait que les cylindres seraient très souvent brisés par la grande force qu'il faudrait développer pour étirer les barres, et celles-ci sortiraient mal ou avec une grande difficulté : c'est pourquoi une paire de cylindres est formée de deux cylindres coulés, de diamètre différent A et B, fig. 8, Pl. IV ; le cylindre inférieur A est ordinairement celui qui a le plus grand diamètre. On passe les barres dans les cannelures 1, 3, 5, 7 et non dans les cannelures 2, 4, 6. On ne parvient pas par ce moyen à faire des cannelures telles que les diamètres supérieurs et inférieurs de chacun soient égaux ; il faudrait pour cela que toutes les cannelures d'une même paire de cylindres fussent d'égale profondeur, ce qui n'a pas lieu ; mais on sait que cette dimension varie peu. Si l'on voulait que chaque ouverture fût formée d'une cannelure saillante et d'une cannelure rentrante ayant également le même diamètre, il faudrait couler un des cylindres, celui des cannelures saillantes avec des couronnes de diamètres différens. La petite différence de profondeur des cannelures d'une même paire de cylindres rend cette précaution inutile.

Dimensions des cylindres ébaucheurs.

On admet souvent les dimensions suivantes :

Cylindre supérieur....	15po de diamètre.
Cylindre inférieur.....	18

La différence est de trois pouces ; mais le creux

de la cannelure inférieure ayant de 1 pouce 8 lignes à 2 pouces 2 lignes de profondeur, il en résulte qu'en définitif c'est le cylindre supérieur qui a le plus grand diamètre.

Les cylindres inférieurs et supérieurs à cannelures rondes et carrées sont de même diamètre; Quelquefois cependant, le cylindre supérieur a quelques lignes de plus que l'autre.

La section des cannelures n'est jamais exactement un rectangle; elle est toujours un peu évasée, ainsi que le montre la fig. 8, Pl. IV, pour le cylindre A. Cette disposition a encore pour but d'empêcher un trop grand frottement de la barre sur les côtés, ce qui pourrait briser la cannelure, et nuire à la facilité de sortie de la barre. En outre, si la barre frottait sur les côtés, elle pourrait être entraînée autour du cylindre et produire la rupture de tout l'appareil. Cet élargissement fait l'effet des petits barreaux de fer que l'on place entre les couteaux d'une fenderie pour diriger les barres coupées et les empêcher d'envelopper les cylindres. Nous ne pouvons fixer en chiffres l'élargissement des cannelures à la partie supérieure, il est toujours très petit et peu sensible à l'œil; plus grand pour le fer de petit échantillon que pour les grosses barres.

Règles pour tracer les cannelures des cylindres ébaucheurs, dans le pays de Galles.

Dans plusieurs usines du pays de Galles, on n'emploie pas de marteaux, on passe immédiatement les loupes sous les ébaucheurs. Dans ce cas, les cylindres présentent huit ou neuf cannelures ovales;

on a, dans quelques usines, une règle particulière pour les tracer. Elle consiste à tirer une ligne *ab* (fig. 4, Pl. IV), porter de part et d'autre de *c* les distances *ca* = *cb* = le demi-diamètre de la cannelure; décrire des points *a* et *b* comme centres, deux arcs de cercle; élever la perpendiculaire *cd* = *ca* = *cb*; décrire du point *d*, comme centre, avec le rayon *ab* un nouvel arc de cercle; et enfin des points *e*, comme centre, décrire les arcs *ad* et *bd* : *db* sera le profil d'une cannelure. On coule ces cylindres avec des cannelures et on les achève sur le tour. On arrondit un peu l'angle *d*, on évase *a* et *b* de manière que le profil de la cannelure achevée soit représenté par la fig. 5.

La première cannelure des ébaucheurs présente ordinairement, au lieu d'aspérités irrégulières, quatre ou cinq creux, dont la coupe, perpendiculaire à l'axe du cylindre, est un triangle rectangle ayant un angle très aigu.

On emploie encore le moyen suivant dans le pays de Galles pour tracer les cannelures gothiques des dégrossisseurs de toutes espèces.

Décrivez un cercle avec le rayon CA, fig. 6, Pl. IV, égal à la profondeur de la cannelure, menez le diamètre BD perpendiculairement à CA, représentant la base de la cannelure. Menez également les diamètres EF et GH partageant en deux parties égales les angles droits ACB et ACD.

Du point E, comme centre et avec le rayon EA décrivez l'arc de cercle AI; décrivez de même

l'arc AL ; partagez CA en six parties égales et portez sur la ligne BD les longueurs ID = LB = $\frac{1}{6}$ du rayon. BD sera la largeur de la cannelure.

Sur les arcs ANI et AML, portez IN = LM = AQ = $\frac{1}{3}$ du rayon. Puis des points D, N, B et M comme centres et avec le rayon PQ décrivez les arcs *xy* et *zu*. De l'intersection *o* comme centre et avec le rayon ON = PQ décrivez les arcs ND et MB. La figure BMAND représente la coupe de la cannelure.

Les outils employés à tourner les cannelures gothiques des dégrossisseurs des petits laminoirs ont la forme de la cannelure elle-même.

D'après le premier tracé que nous avons donné, on voit que ces cannelures ne sont autre chose que des carrés dont on arrondit les angles et les côtés. Voici les diamètres des cannelures de deux paires d'ébaucheurs, prises dans des usines différentes du pays de Galles.

Diamètre de la 1re cannelure.	7po	7lig	½	8po	4lig
2e	6	4		7	2
3e	5	4	½	5	6
4e	4	»		4	5
5e	3	2	½	4	2
6e	2	6	¼	3	4
7e	2	3	½	3	»
8e	2	1		2	4
9e	1	6	½	»	» (1).

(1) Le pouce anglais se subdivise en 8 lignes.

Les diamètres horizontaux sont toujours un peu plus grands que les verticaux; en arrondissant les angles supérieurs et inférieurs de la cannelure dans le moulage, on diminue toujours un peu le diamètre vertical : ainsi, pour la seconde paire, les diamètres verticaux étaient de 7 pouces 4 lignes, 6 pouces 2 lignes, 5 pouces, etc.

On remarquera que le décroissement des cannelures est assez rapide; il pourrait l'être beaucoup plus si l'on ne considérait que la résistance des loupes à la pression. Mais comme elles ont aussi fort peu de ténacité, si on les passait sous des cannelures décroissant plus vite, on les mettrait en morceaux.

Des cylindres étireurs.

Les cylindres étireurs ou finisseurs (finishing or merchant Rolls) sont ceux sous lesquels on passe le fer ébauché, après qu'il a été chauffé en trousse. Un système de cylindres finisseurs se compose toujours de deux paires, une paire de dégrossisseurs et une paire de finisseurs. Les dimensions et les vitesses qu'on leur donne sont très variables et dépendent de l'échantillon de fer à fabriquer les cylindres pour étirer le fer en barres carrées, de 8 à 36 lignes, rondes de 9 lignes à 36 lignes, plates de 18 lignes à 72 sur 3 lignes et plus d'épaisseur, ont ordinairement 14 pouces ($0^m,355$) de diamètre et 4 pieds ($1^m,22$) de table : ils font soixante-quinze à quatre-vingt tours par minute, ce qui donne environ 3,500 pouces ($88^m,86$) de vitesse par minute. Les dégrossisseurs présentent,

fig. 4, Pl. V, des cannelures gothiques et des cannelures rectangulaires. Les premières sont hérissées d'aspérités, comme dans les cylindres ébaucheurs. On ne termine pas la barre de fer sous ces cylindres; on la porte immédiatement aux finisseurs, dont les cannelures ont les dimensions que l'on désire donner à la barre. Les cannelures sont rondes, triangulaires ou rectangulaires, suivant qu'on veut obtenir du fer rond, carré ou plat. Les cannelures triangulaires, dont on se sert pour le fer carré, sont des isocèles légèrement obtus, de manière que le vide laissé par les deux cannelures soit un losange peu différent d'un carré, et dont la petite diagonale soit verticale. Lorsque la barre à étirer doit passer consécutivement dans plusieurs cannelures de cette espèce, on fait en sorte que la grande diagonale, ou la diagonale horizontale, du vide de chaque cannelure soit égale à la diagonale verticale du vide de la précédente, ce qui oblige à faire faire un quart de révolution à la barre quand on passe d'une cannelure à une autre, et procure l'avantage de corroyer successivement le fer dans des sens diamétralement opposés. Les cannelures rectangulaires dont on se sert aussi pour le fer carré, ont une profondeur un peu moins grande que la moitié de leur largeur, de manière que le vide présenté par les deux cannelures opposées soit un rectangle peu éloigné d'un carré, et dont la plus grande dimension soit horizontale. On fait passer le fer successivement dans

des cannelures triangulaires et rectangulaires pour qu'il soit corroyé dans tous les sens.

On voit que les cylindres sont construits en général de manière que la barre ne frotte pas sur les côtés et puisse facilement sortir. Dans le cas des cannelures triangulaires, la diagonale horizontale que nous avons dit être égale à la diagonale verticale de la cannelure précédente, est la diagonale du losange dans le cas où ses côtés seraient prolongés en lignes droites. Mais elle est réellement plus grande; puisque les cannelures sont toujours un peu isolées à l'extrémité de cette diagonale.

Le vide que présentent les cannelures ne doit pas décroître trop rapidement, parce que le fer serait mal étiré et que les cylindres éprouveraient une trop grande résistance; dans certaines usines on est dans l'habitude de le faire décroître suivant une proportion dont le rapport est de 15 à 11.

Loi de décroissement des cannelures des cylindres étireurs.

Mais le plus souvent la loi de décroissement est beaucoup plus simple. Cette loi, qu'on appelle le *tirage des cannelures*, est ordinairement de 1 ligne pour les fers ronds et carrées de 9 lignes jusqu'à 24; cela signifie que la différence totale de hauteur entre deux cannelures consécutives est d'une ligne au-dessus de 24 lignes; le tirage est de deux lignes; il n'est que d'une demi-ligne pour les échantillons au-dessous de 9 lignes.

Quant aux cylindres pour fers plats, le tirage

varie entre 1 ligne et 3 lignes suivant les échantillons; il est le plus grand pour les gros échantillons. On augmente quelquefois le tirage de la première cannelure en enlevant 1 ligne ou 2 à la première cannelure saillante du cylindre supérieur. Les angles du fond de cette cannelure ne sont pas vifs; ils sont au contraire un peu arrondis et par suite la barre qui en sort, remplit mieux les cannelures suivantes.

Dans le sens de la largeur, le tirage pour les fers plats est très faible, il est à peine de $\frac{1}{4}$ ou $\frac{1}{2}$ ligne.

Enfin nous ferons observer que le fer pour être fini passe plusieurs fois dans la même cannelure, deux et trois fois, et même jusqu'à cinq. On fait quelquefois une cannelure ovale aux cylindres, mais elle présente un inconvénient grave, pour les gros échantillons. La barre s'écrase trop sous cette cannelure et des bavures se forment de chaque côté. Ces bavures sont trop minces pour rester chaudes; elles se refroidissent au contraire de suite, et lorsqu'on retourne la barre, pour la passer dans la cannelure suivante, les petits morceaux de fer qui se rabattent sur les angles de cette barre, sont trop froids pour pouvoir se souder et produisent ainsi des défectuosités. Ces cannelures ovales ne s'emploient plus que pour les fers d'un échantillon très petit et pour les feuillards.

Les cylindres à fabriquer le petit fer carré,

rond, ou mi-plat, au-dessous de 8 lignes, ont ordinairement 8 pouces ($1^m,20$) de diamètre, et 2 à 3 pieds ($0^m,61$ à $0^m,91$) de table; ils font cent cinquante, deux cents et jusqu'à deux cent cinquante révolutions par minute, ce qui donne une vitesse de 4 à 600 pouces par minute. Ces cylindres sont assez petits pour que l'on en réunisse trois sur les mêmes châssis. On prend pour les cannelures carrées et rectangulaires les précautions que nous avons indiquées, l'évasement est seulement beaucoup plus sensible que pour les grosses barres. Souvent, en avant des cannelures, pour fabriquer le fer rond, on place une sorte de filière, qui sert à diriger la barre, celle-ci passe ensuite dans une autre filière en quittant la cannelure. Les fers ainsi obtenus se nomment *ronds forcés* par opposition avec les *ronds à la main*, expression par laquelle on désigne les autres ronds.

La planche VI représente tout le système de la filière ou plutôt des *guides* que l'on place en avant des cylindres; elle montre également tous les détails d'une cage de petits laminoirs et le train de cet appareil.

Disposition pour consolider les cages.

Les cages sont maintenues par des traverses en fer et garnies d'un chapeau mobile qui facilite beaucoup le changement des cylindres. Elles portent des ampoises à coussinets sur lesquels coulent les laminoirs; les ampoises sont mobiles au moyen des vis de pression *aaaa* (fig. 1, 2 et 3, Pl. VI), en

sorte qu'on peut toujours amener les cannelures des cylindres supérieurs et inférieurs à correspondre exactement. Les trous *bb* pratiqués dans les chapeaux (fig. 2 et 4) permettent l'introduction d'une cale en fer qui règle la mise sur la même verticale des axes des cylindres. Une boîte de sûreté *s* (fig. 3) reçoit l'action de la vis de pression et doit rompre sous un certain effort.

Ces trois cylindres qui composent le système sont cannelés différemment : le cylindre inférieur est un dégrossisseur et ne porte que des cannelures gothiques ; le cylindre du milieu est cannelé dans toute sa longueur et présente des cannelures gothiques correspondantes à celles du cylindre inférieur et des cannelures en demi-cercles correspondantes à celles du cylindre supérieur dans lesquelles les barres sont achevées. Le laminoir inférieur est donc un dégrossisseur, le supérieur est un finisseur, enfin le cylindre intermédiaire appartient aux deux espèces.

Afin d'empêcher la barre de se tourner en passant dans les cannelures, on se sert de boîte à guides. Celle qui est représentée par les fig. 12, 13 et 14, Pl. VI, reçoit la barre ébauchée et porte deux guides fixés au moyen de petits boulons à tête fraisée et écrou passant dans les trous *tt* et *t't'* ; des vis de pression *r*,*r'* placées sur le bout de la boîte, servent à régler l'écartement nécessaire pour le passage de la barre, suivant sa dimension. Les guides sont faits en fer et

trempés; les mêmes peuvent servir à tous les échantillons.

La boîte représentée par les fig. 9, 10 et 11, Pl. VI, est celle qui reçoit les guides dans lesquels passe la barre en sortant des cannelures gothiques. Ces guides sont fixés de la même manière que ceux de la boîte à guides plats; mais leur forme est différente de celle des précédens. Ils ont dans le sens de leur longueur une cannelure en arc de cercle à laquelle on donne un peu d'entrée et dont la dimension est égale à celle qui doit étirer la barre. Une paire de ces guides ne peut donc servir que pour un seul échantillon. Ils sont faits en acier trempé très dur. Les laminoirs sont eux-mêmes coulés en coquille.

Les boîtes sont placées sur des traverses à coulisse (fig. 1 et 2) de manière à pouvoir être transportées d'un bout à l'autre du cylindre; elles sont maintenues par des boulons. Les coulisses sont fixées aux cages soit par des boulons, soit par des rainures pratiquées dans les cages et à l'aide de coins de bois et de fer.

On fait ainsi des fers ronds depuis 2 ½ lignes jusqu'à 5 et ½. Cette disposition permet d'aller très vite, de faire des barres d'une très grande longueur, et s'oppose à ce que ces barres se tordent dans le laminage. On ne s'en sert pas pour une plus forte dimension, parce qu'alors la barre est faite avec un paquet de deux ou trois morceaux et que les fers d'un échantillon aussi petit que les

ronds forcés sont fabriqués avec un seul morceau que l'on nomme *billets*. Les barres tirées en *billets* sont gothiques et ont 1 pouce à 1 pouce $\frac{1}{2}$ de côté. Avec des paquets on ne peut pas employer des guides parce que le plus souvent les bouts s'ouvrent un peu.

Lorsqu'on veut étirer du fer d'angle présentant une rainure ou gouttière, destiné le plus souvent à former les angles des chaudières à vapeur, les cannelures du cylindre ont la forme indiquée fig. 9, Pl. V.

C'est ainsi qu'à l'aide des laminoirs, on donne de suite aux barres de fer la forme nécessaire pour leur emploi dans les arts. Nous donnerons encore, comme une application, la disposition des cylindres à étirer les rails ondulés (1).

Disposition des cylindres à étirer les rails ondulés

Le fer non coupé et mis en paquets est d'abord passé dans un système de cylindres qui le convertit en barres carrées d'environ 6 centimètres de côté et 2 mètres $\frac{1}{2}$ de longueur, puis elles sont immédiatement passées sous les laminoirs qui doivent leur donner la forme de rails.

Le fer reçoit d'abord dans les cannelures A et B la forme d'un rail (fig. 6, Pl. VII), qui aurait même hauteur sur toute la longueur. On voit que, d'après la disposition de ces cannelures, le rail est couché sur le côté pendant cette opération. Après

---

(1) Nous donnerons, à la fin du travail du fer, quelques détails sur la fabrication des rails, à l'usine de Decazeville.

avoir été étiré dans la cannelure A, on le retourne pour le passer dans la cannelure B, en sorte que la face latérale, qui avait été précédemment en contact avec le cylindre supérieur, soit cette fois-ci en contact avec le cylindre inférieur, et réciproquement. Posant ensuite le rail verticalement, c'est-à-dire dans la même position où il est établi sur le chemin; on le passe dans une troisième cannelure C : elle est rectangulaire et formée par deux cannelures rentrantes; l'une *ab* (fig. 8) est concentrique avec le cylindre auquel elle appartient; l'autre *a'b'* est excentrique avec le cylindre inférieur. Il suit de là que lorsque les laminoirs marchent, la distance *dd'* entre les surfaces *ab* et *a'b'* varie constamment, et leurs dimensions, ainsi que la position de l'axe du laminoir inférieur, sont combinées de telle manière que chaque tour donne à une partie de l'arète inférieur du rail la forme courbe qu'il faut produire : ainsi, le rail ayant 5 mètres de longueur, et la distance entre les *minimum* de hauteur étant 1 mètre, les laminoirs feront cinq tours, tandis que la barre entière passera une seule fois. Vis-à-vis de la cannelure C, du côté par lequel sort la barre, est un guide *g* que l'on fait constamment appuyer et frotter contre le cylindre inférieur, au moyen d'un contre-poids. Le rail est enfin étiré dans deux dernières cannelures D et E, en étant couché sur le côté, comme lorsqu'on l'a passé par les cannelures A et B. Les cannelures D et E ont

pour largeur la plus grande hauteur du rail, et elles sont creusées de manière à en former le bourrelet.

On emploie, dans quelques usines, des cylindres unis, destinés à donner le fini aux barres : on les nomme *planishing rolls*. On leur donne 14 pouces ($0^m,355$) de diamètre, et 3 pieds ($0^m,91$) de table; ils font de soixante à quatre-vingts révolutions par minute, quelquefois cent. Les mêmes cylindres peuvent être employés à faire de la tôle pour le fer-blanc. Cylindres polisseurs (*planishing rolls*).

Ce sont des cylindres semblables qu'on emploie pour fabriquer le fer feuillard (*hoops*, etc.); mais on ne leur donne que 8 pouces ($0^m,20$) de diamètre, et 2 pieds ($0^m,61$) de table; ils font cent cinquante à deux cents révolutions par minute. Cette vitesse n'est convenable que pour les petits feuillards; mais, en général, les *planishings rolls* ne doivent faire que soixante-dix tours à la minute.

Les cylindres à fabriquer la tôle épaisse ont ordinairement 18 pouces ($0^m,45$) de diamètre, 5 pieds ($1^m,52$) de table, et font de vingt à vingt-cinq révolutions par minute; ce qui donne une vitesse de 1,413 pouces ($35^m,87$). Ces cylindres s'échauffent beaucoup pendant le travail; on les change souvent. Il faut une machine très forte pour les mener : elle doit être, pour une seule paire, d'environ 30 chevaux.

Pour étirer du fer carré d'un très petit échantillon, comme pour faire des clous, espèce de fer Des fenderies.

qui est désignée, en France, sous le nom de *carillon*, on se sert d'un système de cylindres formés de plaques, connu sous le nom de *fenderie*. Ces plaques sont acérées, et entrent l'une dans l'autre sur une hauteur d'une ligne; la barre de fer qu'on y présente est divisée instantanément en plusieurs tiges. Les cylindres, ainsi que le représente la fig. 10, Pl. V, peuvent être enlevés dè dessus l'arbre pour en substituer d'un autre échantillon. Ils y sont fixés par des tringles de fer *a*, *b*, qui sont ordinairement réunies par une vis et un écrou.

Dimensions et poids des différens cylindres.

Nous avons déjà dit que les cylindres avaient des diamètres différens, suivant l'échantillon du fer qu'on veut fabriquer. Pensant ne devoir négliger aucun des renseignemens que nous avons pu recueillir, nous donnerons encore les dimensions suivantes des cylindres d'une usine que nous avons visitée avec soin.

Pour étirer du fer en barres carrées ou rondes, de 8 lignes carrées de coupe et au-dessous, les cylindres ont 8 pouces de diamètre et 3 pieds de table. Les cannelures occupent la moitié de la surface des cylindres. Le poids des deux cylindres est de 360 à 400 kilogr. avant qu'on les ait tournés.

Pour du fer carré, rond ou méplat, de 8 à 24 lignes carrées de coupe, les cylindres ont 15 pouces de diamètre et 4 pieds ½ de table. Le poids des cylindres est de 1,900 à 2,100 kilogr.

Pour les fers au-dessus de 24 lignes, les cylin-

dres ont 6 pieds de long et 18 pouces de diamètre. Ils pèsent 3,300 à 3,700 kilogrammes.

Pour les fenderies, les cylindres ont 1 pied de long et de 13 à 14 pouces de diamètre.

Lorsque le fer a moins de 2 lignes d'épaisseur, il devient *fer feuillard*. Il ne peut plus être étiré avec des cylindres cannelés; on emploie alors des laminoirs.

Enfin, la Pl. VII représente un assortiment complet de cylindres fabriqués récemment dans une des meilleures usines du pays de Galles, pour de nouveaux établissemens. On peut compter sur leur parfaite exactitude.

Nous ne terminerons pas cet article sans faire remarquer que lorsque les cannelures sont usées, les cylindres sont remis sur le tour, et à chaque fois, pour les ronds et les carrés surtout, l'échantillon de chaque cannelure est augmenté. On est également obligé de diminuer un peu le diamètre du cylindre, afin de rendre vifs les angles usés. Il est donc important de mettre sur un même cylindre des cannelures donnant des échantillons dont la vente est à peu près égale; autrement, si un certain nombre de cannelures servent plus les unes que les autres, elles sont bientôt usées, et pour les tourner de nouveau, on est obligé de changer les cannelures de tout le cylindre, afin de lui conserver un diamètre égal. On peut encore faire trois ou quatre cannelures égales sur

un même cylindre; les demandes du commerce doivent guider dans cette circonstance.

Nous avons déjà dit qu'on employait les cylindres durs pour étirer les ronds de 3 lignes à 5 $\frac{1}{2}$. Des cylindres de cette espèce peuvent également être employés à l'étirage des petits fers carrés; mais, lorsque le fer est cassant à chaud et résiste peu à la chaleur, il ne se dépouille pas assez dans les cylindres durs, et les barres refroidies conservent la couleur rouge de l'oxide de fer; couleur qui les fait repousser dans le commerce. Il vaudrait peut-être mieux, dans ce cas, employer les cylindres ordinaires en fonte non trempée, et ne se servir de cylindres durs que pour les ronds forcés et les petits carrés de 3 à 4 lignes.

Moulage et coulée des cylindres.

On prend toujours des précautions particulières dans le moulage des cylindres; dans beaucoup de fonderies, on en fait un secret. Nous savons seulement que généralement, on coule les cylindres destinés à être cannelés, avec des masselages, à la manière des canons. On obtient ainsi une fonte plus dense. La masselotte a le diamètre du cylindre, et environ 1 pied de hauteur; elle est quelquefois beaucoup plus considérable.

Les cylindres destinés à rester unis, tels que les *planishing rolls*, les cylindres à fabriquer la tôle et le fer de petit échantillon, sont coulés en coquille, c'est-à-dire dans des moules faits en fonte fort épaisse. Ces derniers présentent beau-

coup de difficultés à tourner; mais ils durent bien plus long-temps que les cylindres coulés en sable, et donnent un fer mieux laminé.

Maintenant, dans beaucoup d'usines, on coule les cylindres sans masselottes; on se contente, aussitôt après la coulée, d'agiter dans la fonte liquide un morceau de verge de fer. L'ouvrier chargé de cette opération, retire son agitateur aussitôt qu'il éprouve de la résistance, provenant de ce que la fonte commence à se figer. On évite ainsi, mieux qu'avec des masselottes, les soufflures, qui rendent souvent très fragiles les pièces de fonte moulées, et l'on diminue les frais et le déchet du fondage. Ce même procédé est employé dans le moulage d'un grand nombre de grosses pièces, telles que des châssis de laminoirs.

On a reconnu, en outre, qu'il était préférable que les cylindres fussent coulés de source, et que, lorsqu'on employait des coquilles, il fallait faire arriver la fonte par côté et tangentiellement au moule.

En sortant du laminoir, les barres présentent toujours quelques courbures; on les porte immédiatement sur une longue pièce en fonte (fig. 7, Pl. IV), ordinairement un peu inclinée, et un enfant redresse la barre en la frappant de quelques coups d'un marteau de bois. Table à dresser les barres.

Opérations, consommations, dépenses.

Le *fine-metal* obtenu dans l'affinage que nous Puddlage du *fine-metal*.

avons décrit, pourrait être comparé à la fonte blanche qu'on obtient directement de certains hauts-fourneaux. Il en a les caractères extérieurs, et l'on peut dire qu'il présente les mêmes propriétés. Cependant la fonte blanche, à moins qu'elle ne soit obtenue au charbon de bois, ne pourrait être affinée directement, et même on est souvent obligé de la mélanger à des fontes grises pour la transformer en *fine-metal*, autrement les gueuses étant trop épaisses, se fondent lentement, et la fonte se refroidit quelquefois dans le foyer de la finerie. Comme la fonte blanche, le *fine-metal* est cassant, et tend à cristalliser par le refroidissement. On conçoit donc qu'il doit être soumis à un nouvel affinage pour acquérir les propriétés du fer malléable. Cet affinage, que les Anglais désignent sous le nom de *puddlage*, s'exécute dans les fourneaux à réverbère que nous avons décrits page 38. Il n'est pas sous-divisé en plusieurs opérations, comme l'affinage pratiqué dans quelques forges au bois; c'est une opération continue, qui exige de la part des ouvriers beaucoup de soins et d'expérience.

Diverses variétés de soles.

Avant d'entrer dans le détail de ce travail, nous donnerons quelques renseignemens sur les diverses manières de préparer la sole des fourneaux.

On recouvre ordinairement les soles d'une substance peu fusible.

Les différentes matières dont on a essayé de se

servir pour cela, en Angleterre et en France, sont :

Le sable;

Les battitures ou scories qui tombent des laminoirs;

Un mélange de battitures et de scories de puddlage;

La chaux.

Il paraît aussi qu'en Angleterre, lorsque le sable est cher, on se sert de vieilles briques pilées; il faut alors changer l'inclinaison. Enfin, on a montré à l'un de nous, à Imphy, des soles en fonte d'un demi-pied d'épaisseur, sur lesquelles on puddlait sans les recouvrir d'aucune substance.

L'emploi des battitures et des scories donne, assure-t-on, une assez grande économie de fer et de combustible. Quant à l'économie en fer, elle est évidente; les matières que l'on emploie étant déjà saturées d'oxides de fer, elles ne peuvent plus en dissoudre. D'un autre côté, on peut mettre en question si ce procédé peut toujours être employé avec avantage, attendu que les verres terreux que fournit la sole en sable, accélèrent peut-être l'affinage, en absorbant de l'oxide de fer et en dissolvant en partie avec cet oxide les matières impures qui donnent au fer des qualités nuisibles. Cependant, déjà, en 1826, l'usage des scories pour la confection des soles des fourneaux à puddler, était introduit dans un grand nombre d'usines; les

ouvriers disaient, qu'entre autres avantages, elles avaient celui de donner un fer moins pailleux, les grains du sable auquel on les substitue étant sujets à s'introduire et à rester dans le fer, dans lequel ils produisent des solutions de continuité. L'emploi du mélange des scories et de battitures était assez commun en France il y a quatre ou cinq ans. Quant à la chaux, elle a été essayée chez MM. Haumonet et Gendarme, et les expériences ont été décrites dans les *Annales*. (*V*. 1828, 6ᵉ liv., p. 498.) Enfin, l'emploi des soles en fonte sans les recouvrir, est assez généralement blâmé. Quoiqu'on jette quelques pelletées de scories avant le chargement, cette méthode a l'inconvénient d'altérer très promptement la sole. Nous ne l'avons vu nulle part adoptée en Angleterre.

Lorsque l'on veut commencer le travail, on étend d'abord sur la sole la couche de sable ou de battitures pilées, sur une épaisseur de 6 à 8 centimètres. On doit choisir les battitures les plus pures ou contenant le moins de matières nuisibles à la qualité du fer, et les plus riches. On emploie ordinairement celles qui tombent des cylindres finisseurs ou étireurs. On les pile de manière qu'elles soient réduites en gros sable, on les répartit uniformément sur la sole et on les tasse un peu en les frappant avec une pelle, comme lorsqu'on employait le sable. On chauffe le fourneau pendant huit à douze heures, avant d'introduire le *fine-metal*, de manière à produire une

demi-fusion des battitures et à obtenir un fond bien uni, sans fissures, par lesquelles on pourrait perdre du métal.

Nettoiement du fourneau.

Lorsque le fourneau de puddlage est en feu, l'ouvrier doit réparer la sole à la fin de chaque opération et nettoyer le fourneau pour le préparer à recevoir une nouvelle charge. Pour cela, on élève sa température en ouvrant le registre, et l'on détache alors, au moyen d'un ringard, les scories et les petits morceaux de fer qui sont restés attachés sur la sole. Si la sole est en sable, on la répare en mettant un peu de sable neuf dans les creux qu'elle peut présenter; si elle est formée de scories, celles-ci se ramollissant par le coup de feu qu'on donne au commencement de l'opération, il est alors facile de l'égaliser.

Durée de la sole et des autres parties du fourneau.

Une sole ne dure qu'une semaine; à la fin de ce temps, elle doit être complétement renouvelée. Nous ajouterons ici que l'on calcule, en *Staffordshire*, que le pont d'un fourneau à puddler, la voûte et une partie du mur de derrière ont besoin de réparations après trois semaines de travail, et toutes les parties du fourneau au bout de trois mois.

Frais de construction et entretien du fourneau.

Dans une usine de ce comté, le maçon entrepreneur reçoit 15 pences ($1^f,50$) par tonne de fer puddlé, pour construire et entretenir le fourneau; sur ces 15 pence, il en emploie 11 pour achat de matériaux.

Travail du puddlage.

Pendant la préparation de la sole, on a rangé

en petits tas, près du fourneau, la quantité de *fine-metal* en morceaux que l'on traite dans une opération. Les morceaux pèsent de 1 à 6 kilogrammes; on les dispose ordinairement en piles de quatre morceaux, et l'ouvrier introduit chaque pile sur la sole, en la plaçant à l'extrémité d'un ringard terminé en forme de pelle, dont il fait glisser le manche sur le seuil de la porte.

Les morceaux de *fine-metal* sont posés les uns sur les autres, sur les côtés de la sole du fourneau et jusqu'à la voûte. On laisse le milieu libre pour pouvoir brasser la matière qui se fond successivement. On ménage le plus de vide possible entre les morceaux de métal afin que l'air chaud puisse librement circuler autour d'eux.

On ferme ensuite toutes les portes, on met de la houille sur la grille, et l'on bouche avec ce combustible l'entrée de la chauffe et l'ouverture latérale de la grille; enfin on ouvre le registre en entier. On élève donc beaucoup la température du fourneau.

Conduite de l'opération.

Le *fine-metal* s'échauffe, et au bout de vingt minutes environ, il est parvenu à la chaleur rouge blanc. Les fragmens aigus du *fine-metal* commencent alors à éprouver la fusion, et il tombe des gouttelettes de métal sur le sole du fourneau; lorsque les choses sont dans cet état, l'ouvrier débouche la petite ouverture de la porte du fourneau, et détache avec un ringard les morceaux de *fine-metal* qui commencent à se fondre; puis, il tâche d'ex-

poser de nouvelles surfaces à l'action de la chaleur, et pour que le métal ne s'agglomère pas à mesure qu'il se ramollit, il doit l'écarter du pont de la chauffe. Quand tout le *fine-metal* est ainsi réduit à un état pâteux, il faut abaisser la température du fourneau, pour empêcher que la fluidité du métal n'augmente. L'ouvrier ferme alors le registre, enlève une partie du feu et des barres de fer qui forment la grille de la chauffe; il jette, en outre, souvent un peu d'eau sur le métal désagrégé; cette eau ne nous paraît pas avoir seulement pour but d'abaisser la température du fourneau, elle exerce aussi une action chimique sur la fonte, qu'elle oxide en partie, et hâte l'opération; cette addition d'eau n'est pas générale, et si elle a l'avantage d'aider à la décarbonisation du fer, elle occasionne aussi une perte en fer, qui passe à l'état d'oxide dans les scories. On ajoute aussi quelquefois des battitures qui se réduisent dans le fourneau et diminuent un peu le déchet.

La température du fourneau est alors arrivée à son point le plus bas. L'ouvrier remue continuellement avec sa spadelle le métal désagrégé, qui se boursoufle et laisse dégager une quantité considérable d'oxide de carbone, qui brûle avec une flamme bleue, de façon que le bain paraît enflammé. Dans quelques usines il bat le métal sur la sole avec un ringard, terminé par une masse de fer. A chaque instant il est obligé de changer d'instrument et de les faire refroidir en les plongeant

dans une caisse pleine d'eau. Souvent la température du fourneau s'est trop abaissée ; on est alors obligé d'arrêter un instant le brassage et de tenir toutes les portes fermées. Le *fine-metal* s'affine peu à peu, et devient moins fusible ; il commence, suivant l'expression des ouvriers, à se *sécher* (*to dry*), ou à *prendre nature* (*the iron is coming round to nature*). Le dégagement d'oxide de carbone diminue ; enfin, il cesse entièrement. Les ouvriers continuent toujours à brasser le métal jusqu'à ce que toute la charge soit réduite à l'état de sable sans cohésion ; alors, on replace les barres du foyer, on rétablit le feu, et l'on ouvre le registre peu à peu. La chaleur augmente graduellement, les grains de fer deviennent d'un rouge blanc ; leur température est alors assez élevée pour qu'ils commencent à s'agglutiner ; la charge devient plus difficile à soulever, ce que les ouvriers désignent par l'expression *workheary*. A ce moment de l'opération, dans quelques usines du pays de Galles, nous avons vu les ouvriers ajouter une petite quantité de chaux ; ils nous ont dit que c'était pour empêcher le métal de couler. Nous croyons que cette addition de chaux peut être favorable lorsque les fontes que l'on affine sont très impures, comme celles qui résulteraient de l'emploi d'une quantité assez considérable de scories dans le haut-fourneau. Dans le *Staffordshire* on ne fait aucune addition. L'affinage est alors terminé, il ne reste plus qu'à réunir le fer et à en former des balles ou

loupes. Pour cela, le fondeur, avec sa spadelle, prend un noyau de métal, il le fait rouler sur la surface du fourneau, de manière à ramasser d'autre métal, et à former une *balle* ou loupe du poids de 60 à 70 livres (30 kilogrammes). L'ouvrier, au moyen d'un ringard, qu'il a fait chauffer précédemment, place cette balle de fer sur le côté du fourneau qui est le plus exposé à l'action de la chaleur, afin que les différentes parties puissent se réunir, et il les comprime pour faire sortir les scories. Il forme ainsi cinq ou six loupes.

Quand toutes les balles sont faites, ce qui dure à peu près vingt minutes, on ferme la petite ouverture de la porte du travail pour les amener à une haute température et faciliter le soudage; lorsqu'on juge qu'elles ont acquis la température convenable, on soulève la porte, et l'on prend successivement chaque balle, avec une tenaille, pour la porter, soit sous les cylindres, comme dans le pays de Galles, soit sous le marteau cingleur, comme dans le Staffordshire.

En résumé, dans un fourneau ordinaire, l'opération dure en tout deux heures à deux heures $\frac{1}{2}$; au bout d'un quart d'heure, le *fine-metal* fond vers ses extrémités, et l'on commence à le brasser pour opérer sa division; au bout d'une heure à une heure $\frac{1}{2}$, le *fine-metal* est entièrement réduit en sable; on le maintient à cet état pendant une demi-heure, en remuant toujours; (l'opération

de faire les balles exige à peu près le même temps.

La charge d'un fourneau de puddlage est de 3 quintaux à 3 quintaux $\frac{1}{2}$ (grand poids), ou de 360 à 420 livres (164^{k},12 à 191^{k},30) de *fine-metal* : Elle est le plus souvent de 4 quintaux (217 kilogrammes) en pays de Galles. Quelquefois on y ajoute des bouts de barres qui sont puddlés à part. La perte en fer varie beaucoup dans cette opération, suivant le degré d'habileté de l'ouvrier, le défaut de soins pouvant laisser une assez grande quantité de fer passer avec les scories, ou s'infiltrer dans la sole, dont elle élève alors le niveau. Dans un bon travail, elle est de 8 à 10 pour 100 dans le *Staffordshire*, et quelquefois de 11 à 12 pour 100 dans le pays de Galles. Le déchet est du reste variable, et l'on ne peut établir à cet égard qu'une moyenne. A l'usine de Clydach, près Abergavanny, dans le pays de Galles, une charge de 420 livres de *fine-metal* donne 380 livres de fer puddlé, ce qui ne correspond qu'à un déchet d'un peu moins de 10 pour 100.

La consommation en houille est aussi très variable, suivant sa qualité et sa grosseur, et suivant la manière de travailler de l'ouvrier : elle est évalué en général, dans le pays de Galles, à 1000 kilogrammes pour 1000 de *fine-metal* ou 917 de fer brut ; ce qui fait un peu moins de dix parties de houille pour neuf de fer.

Quelquefois on divise l'opération en deux par-

ties : on chauffe le *fine-metal* à l'extrémité du fourneau en même temps qu'on puddle près de la chauffe ; souvent les fourneaux dont on se sert dans ce cas sont seulement plus longs que les fourneaux ordinaires ; d'autres fois ils ont une forme particulière, comme on l'a indiqué page 49. Ce procédé, peu usité en Angleterre, est au contraire pratiqué dans plusieurs établissemens français : ainsi que nous l'avons dit, la consommation en charbon est diminuée d'environ 40 kilogrammes à chaque opération, et l'on peut faire cinq charges au lieu de quatre dans le même temps. La conduite du feu, qui est très importante pour la réussite d'une opération, ne doit être confiée qu'à un ouvrier expérimenté ; il le règle, soit en augmentant la quantité de charbon, et nettoyant la grille, soit en ouvrant plus ou moins le registre.

L'écoulement des scories n'est pas continu, elles restent dans le fourneau ; une partie mélangée avec le fer, tombe au pied des cylindres quand on comprime la loupe, et l'autre partie adhère à la sole du fourneau, d'où on les arrache avec un ringard quand l'opération est terminée. Les scories de cette opération, qui sont toujours en très petite quantité, proviennent de celles qui restaient dans le *fine-metal*, et du sable qui forme la sole du fourneau. La quantité de fer dont elles se chargent est considérable, et nous avons dit qu'on était parvenu à diminuer cette perte en substituant au sable des scories pilées. Toutefois,

cette substitution, qui diminue la perte du fer, ne doit pas être toujours favorable à sa qualité; car l'analyse des scories dup uddlage a donné dans quelques cas de l'acide phosphorique, qui n'aurait pu être enlevé au *fine-metal* si une certaine proportion de fer n'avait pas été entraînée à l'état d'oxide; d'où il suit que la formation de ces scories, en enlevant le phosphore au fer, en avait amélioré la qualité.

Les scories sont noires, très pesantes, souvent cristallines; on y observe quelquefois des cristaux dont la forme se rapporte à celle du pyroxène : plusieurs analyses, que M. Berthier en a faites, lui ont appris que leur richesse était très variable quoique toujours considérable, ce qui est dû au plus ou moins de temps qu'elles restent en contact avec le métal : cependant elles sont en général moins riches que les scories de forges au charbon de bois.

Une scorie de l'usine de Dowlais, dans le pays de Galles, a donné le résultat suivant :

Silice................	0,468
Protoxide de fer......	0,610
Alumine.............	0,015
	1,093

Dans une autre usine des environs de Dudley ; on a trouvé :

Silice	0,402
Protoxide de fer	0,564
Alumine	0,023
Acide phosphorique	0,005
	0,994

Malgré tout le soin des ouvriers, il s'accumule sur la sole, des scories et des carcas de fer. Quelquefois, au bout de la semaine, cette accumulation est telle que la sole s'est élevée de 5 ou 6 pouces. On est dans l'habitude d'enlever, tous les samedis, l'ancienne sole, opération qui peut se faire de deux manières, soit en fondant le tout, et en le faisant passer par le trou du floss, soit en l'arrachant avec un ringard que l'on emploie comme levier. La première méthode, suivie ordinairement par les bons ouvriers, qui sont bien maîtres de leur fourneau, paraît être en elle-même préférable à la seconde, qui peut endommager ses parois, et qui exige plus de temps et de travail. Lorsque la sole est en scories, il faut qu'elles aient été ramollies et réagglutinées avant de commencer le travail; sans cela, la fonte, à mesure qu'elle fondrait, coulerait à travers les scories, et occasionnerait une perte. Il faut au moins huit heures pour cette préparation de la sole, et même en général, on ne doit pas travailler avant douze heures, de façon que si l'opération du puddlage doit commencer à six heures du matin, il faut chauffer la sole à partir de six heures du soir.

Le puddleur doit ensuite avoir un soin continuel de la sole de son fourneau. Lorsque le métal qu'il travaille est de bonne qualité, une crasse épaisse se dépose sur la sole, et elle l'élève beaucoup. C'est pourquoi avec certaines fontes on met les plaques de sole à 12 pouces en contre-bas du pont, et seulement à 10 pouces lorsqu'on travaille un métal de qualité médiocre.

Si les bonnes fontes élèvent plus la sole que les autres, elles ne font pas pour cela un plus grand déchet que les dernières. Les scories produites par celles-ci restent dans les boules, ne s'écoulent que sous le marteau ou le laminoir et ne garnissent jamais bien la sole. Au contraire, lorsque le métal donne une scorie peu fluide qui garnit bien la sole, la chaleur se maintient bien dans le fourneau, les briques qui forment les parois sont préservées et toute l'opération est plus facile.

On peut mélanger aux battitures, avec lesquelles on répare la sole, à peu près un volume égal de poussière de charbon de bois. Ces battitures se réduisent en partie et deviennent moins fusibles; le fer obtenu paraît un peu plus doux; mais le travail du puddleur est plus pénible que lorsqu'on n'emploie pas cette poussière.

D'après la charge d'un fourneau, qui est en général de 200 kilogrammes, et la durée de chaque opération, qui est de deux heures et demie, on voit qu'il faut à peu près cinq fourneaux à puddler pour desservir un haut-fourneau et une finerie.

Observations générales.

Nous avons dit que l'on jetait des battitures dans le fourneau pendant l'opération du puddlage; qu'elles se réduisaient et diminuaient le déchet. Elles conservent en outre la sole, aussi c'est principalement à la fin de chaque opération que cette addition est faite. Il faut avoir soin de ne prendre que les battitures qui tombent des cylindres finisseurs, et rejeter avec soin les scories qui s'écoulent sous le marteau ou sous les cylindres dégrossisseurs du puddlage. Ces dernières présentent l'inconvénient d'augmenter la quantité de matières étrangères que le métal peut contenir, telles que le soufre et le phosphore, et de diminuer sensiblement la qualité du fer. En outre, dans les usines où l'on donne une prime aux puddleurs qui travaillent avec le moins de déchet, l'emploi de ces scories est encouragé par cette prime et peut devenir très pernicieux.

Cette prime donnée au travail a un avantage évident, mais d'un autre côté elle excite les ouvriers à dérober dans l'usine quelques morceaux de barres qu'ils jettent dans leurs fourneaux pour diminuer leur déchet. Il ne faudrait cependant pas supprimer la prime, il vaudrait mieux redoubler de surveillance. (*Society of usefal Unowledge.*)

Le bas prix des fers, dans ces dernières années, a fait rechercher par les maîtres de forges, tous les

moyens possibles d'apporter de l'économie dans leur fabrication. On a essayé de puddler directement la fonte blanche, sans la transformer en *fine-metal*. Ces deux substances ont, en effet, quelques propriétés physiques et chimiques, qui leur sont communes et l'on espérait pouvoir remplacer l'une par l'autre. On aurait évité ainsi tous les frais de finage et une partie du déchet de cette opération; enfin on aurait employé une fonte dont la fabrication est peu dispendieuse. Mais on a bientôt reconnu que le puddlage de cette fonte était sinon impossible, du moins très long; que le déchet était considérable; que la sole des fourneaux était rapidement détruite et que le fer obtenu était d'une qualité très médiocre. Cette dernière considération a dû surtout faire repousser l'emploi direct de la fonte blanche. Cependant on pourrait peut-être l'employer en partie avec quelque avantage dans la fabrication du fer commun, mais on serait loin d'en retirer tout le bénéfice que l'on pourrait en attendre.

Nous avons essayé de puddler un mélange en proportions diverses de fonte au coke et de *fine-metal*. Les premières chaudes, même celles qui étaient composées de parties égales de fonte et de métal, passaient bien et ne donnaient pas beaucoup plus de peine au puddleur que le puddlage de *fine-metal* seul. Mais après six ou sept chaudes, toute la crasse couvrant la sole était enlevée, bientôt les briques du four fondaient, le fer devenait

très mauvais, et il n'était plus possible de travailler le troisième jour : le four était détruit.

On pourrait exécuter cette opération en ayant soin de faire couler les scories à la fin de chaque opération et de garnir de nouveau la sole même avec les scories tombant du marteau et quelques-unes de celles qui proviennent des fours à réchauffer. Mais si les minerais que l'on emploie sont de mauvaise qualité et contiennent beaucoup de soufre et de phosphore, la mauvaise qualité du fer sera beaucoup augmentée par l'emploi de ces scories. Pour prévenir la destruction du four, il faudrait faire les parois et l'autel avec des plaques de fonte d'environ 9 pouces de hauteur, de telle façon que le métal venant à bouillir, n'atteignît pas les briques; les plaques auraient environ 2 pouces et demi d'épaisseur et seraient refroidies par un courant d'air. Nous avons entendu dire que le procédé était mis à exécution dans quelques usines du Staffordshire.

Nous pensons que la mauvaise qualité du fer obtenu avec la fonte brute ne tient pas seulement à une plus ou moins grande quantité de soufre et de phosphore; car le *fine-metal* contient quelquefois plus de soufre que la fonte, mais au silicium que renferme cette fonte et qui passe en grande partie dans les scories de l'affinage. Les fontes blanches terreuses obtenues par une surcharge de minerais, paraissent contenir beaucoup de silicium et c'est peut-être à cette substance qu'il faut

principalement attribuer la mauvaise qualité du fer.

Nous avons fait un grand nombre d'essais pour arriver à mélanger la fonte brute au *fine-metal* dans l'opération du puddlage, nous avons successivement mélangé une partie de *fine-metal* avec 1, $\frac{1}{2}$, $\frac{1}{3}$ et $\frac{1}{18}$ de fonte brute. Le déchet du puddlage n'était pas augmenté, en sorte qu'on évitait tout celui de l'affinage; mais les fours étaient promptement détruits et le fer devenait très rouverin. A la vérité, nous opérions sur des fontes blanches de mauvaise qualité, mais nous pensons qu'on pourrait arriver à faire d'assez bons produits avec $\frac{1}{3}$ ou $\frac{1}{5}$ de fonte brute de qualité ordinaire, et $\frac{2}{3}$ ou $\frac{4}{5}$ de *fine-metal*.

Produits. Le produit d'un fourneau à une porte est d'environ douze tonnes de fer en barres par semaine de cinq jours et demi; celui d'un fourneau à deux portes de travail, dix-huit tonnes; enfin, un fourneau à deux portes, dont une seule de travail, paraît aussi produire de seize à dix-huit tonnes par semaine; car on chargeait, dans ceux-ci, 4 quintaux ou 480 livres de *fine-metal*, et l'on faisait huit opérations en douze heures. Nous n'avons pu nous procurer de donnée certaine pour évaluer l'économie en combustible due à l'emploi de ces derniers.

En Yorkshire, près de Bradford, les fourneaux de puddlage sont plus petits qu'en Staffordshire. On ne travaille que 300 livres (135k,93) de *fine-metal*

par opération; on consomme une tonne et quart de houille pour affiner une tonne de *fine-metal*.

Nous avons dit, ci-dessus, que quand le fer a acquis la température convenable, le puddleur prend la loupe avec une tenaille, et la porte sous le marteau ou sous les cylindres ébaucheurs. Cinglage des balles ou loupes.

L'une et l'autre de ces deux méthodes sont également employées en Angleterre. Dans presque toutes les usines du Staffordshire, la loupe est forgée en pièce avant d'être portée au cylindre. Cette méthode est généralement préférée dans les établissemens dont la fabrication n'excède pas 150 tonnes par semaine. On croit que le fer fabriqué de cette manière, est de meilleure qualité.

Dans les grands établissemens, par exemple ceux du pays de Galles, dont chacun verse moyennement dans le commerce 200 à 350 tonnes de fer par semaine, presque tout le fer est forgé au cylindre. La grandeur de la fabrication a pu contribuer à faire adopter cette méthode; mais il est probable qu'on y a été déterminé par la qualité des minerais et du charbon, car on remarque que des usines voisines suivent le même procédé, et que les différences existent d'un comté à l'autre. Dans les usines où l'on a introduit ce travail en France, on a toujours préféré le cinglage au marteau au cinglage au cylindre. Ce dernier procédé diminuait à peine le prix de revient et produisait un fer moins bon que le cinglage au marteau.

Cinglage au marteau.

Pour exécuter le cinglage au marteau, on place d'abord la loupe sous la partie antérieure de la panne, qui laisse plus d'intervalle entre elle et l'enclume que les autres parties, ou sur la *table* de l'enclume, et l'on façonne en même temps, la loupe précédente sous le *polissoir*, de manière que la nouvelle loupe n'est que faiblement comprimée sur toutes ses faces. Si le marteau agissait de suite avec tout son poids sur une loupe sortant du fourneau, elle tomberait infailliblement en morceaux. C'est lorsque la loupe est sur la table, que l'on y soude ordinairement une barre de fer dont le haut a été d'avance porté au rouge dans le fourneau de puddlage et qui sert ensuite à manœuvrer la pièce sous le marteau. On la tourne dans tous les sens, de manière à lui donner la forme rectangulaire. Quant on veut l'allonger, on la place sous la partie de la panne du marteau qui est parallèle à l'axe; on la met au contraire sous l'autre partie quand on veut rendre ses faces plates; ce que fait concevoir facilement l'inspection des fig. 4 et 7, Pl. III. On l'expose ainsi au choc du marteau jusqu'à ce qu'elle ne diminue pas de volume. Les deux extrémités de la loupe, que prend alors le nom de *pièce*, n'étant pas forgées, on courbe la barre de fer à laquelle la loupe est soudée et l'on place la pièce verticalement, c'est ce qu'on appelle *refouler la loupe*. Pendant ce cinglage, les scories jaillissent à une grande distance et il se forme en

outre des battitures qu'on recueille dans quelques usines pour les jeter dans le haut-fourneau ou les mêler à la fonte à affiner.

Souvent, pendant cette opération, le fer s'est trop refroidi pour qu'on puisse l'étirer immédiatement au cylindre; on est obligé de le chauffer de nouveau sur la sole d'un fourneau à réverbère avant de le soumettre à cette seconde compression. Ce nouveau chauffage s'exécute ordinairement dans les fourneaux de puddlage, au commencement d'une opération. On porte ces pièces ainsi chauffées sous des cylindres qui ont généralement 30 pouces anglais de longueur et 14 de diamètre. Ils présentent des cannelures de dimensions variables et proportionnées aux différentes pièces. On fait passer la pièce sous la première cannelure en la plaçant sur le tablier et en la pressant un peu. Un ouvrier la reçoit de l'autre côté, et la repasse par dessus les cylindres au premier ouvrier, qui l'introduit de nouveau dans une cannelure plus étroite. La pièce s'allonge donc ainsi successivement, en prenant une forme plus régulière. Bientôt elle est étirée en barres plus ou moins longues, qui ont 2 à 4 pouces ($0^m,10$) de largeur et $\frac{1}{2}$ pouce d'épaisseur ($0^m,012$), plus ordinairement et surtout dans le pays de Galles, la loupe ne reçoit que quelques coups de marteau et on la passe de suite sous des cylindres. Elle est étirée en barres plates

de 2, 3 ou 4 pouces de largeur et de 8 à 9 lignes d'épaisseur.

Le fer ainsi obtenu ne pourrait pas être livré au commerce, aussi chaque barre est de suite coupée en morceaux au moyen de la cisaille et mise en paquets.

Cinglage au moyen des cylindres.

Pour cingler au moyen des cylindres, l'ouvrier qui tient la loupe dans des tenailles dont la forme intérieure est celle d'un ellipsoïde de révolution, la passe dans une première cannelure elliptique. Un second ouvrier, placé de l'autre côté du cylindre, reçoit la loupe et la remet au premier, qui la passe de nouveau sous les cylindres, après les avoir rapprochés en donnant un tour aux vis de pression. Quand la loupe de fer a passé cinq ou six fois sous cette même cannelure, elle a pris une forme ellipsoïdale, et reçoit en anglais le nom de *bloom*. On la fait alors passer successivement dans cinq ou six autres cannelures d'une moins grande section, et dans laquelle le fer, éprouvant une plus grande compression, s'allonge davantage. Elle a pris alors la forme d'un cylindre un peu équarri de 1 mètre à $1^{m},22$ de longueur. On la présente dans cet état à une seconde paire de cylindres, sous lesquels le fer est étiré en barres plates de $\frac{1}{2}$ ou $\frac{5}{8}$ pouce d'épaisseur, de 2 à 4 pouces de largeur et de 5 à 6 pieds de longueur ($1^{m},25$ à $1^{m},83$). Il tombe autour des cylindres des morceaux de la loupe qui n'ont

pas pu se souder et des scories. Ces morceaux de fer sont mis à part et on les ajoute dans l'opération suivante du puddlage; quant aux scories, elles sont entièrement analogues à celles qui découlent par le floss. En une minute et demie, la loupe est transformée en barres, et l'œil a peine à suivre le progrès de cette transformation.

Une machine à vapeur d'une puissance de trente chevaux, peut, en une semaine, comprimer (*rough oown*) 200 tonnes de fer brut. Ce fer est mis de suite en morceaux au moyen de la cisaille. Quelquefois on tire de suite dans le pays de Galles, des barres de 4 pouces ($0^m,10$) de largeur et de 15 pieds ($4^m,575$) de long, qui sont vendues aux chaufferies.

On a soin pendant tout le travail, de tenir le fourneau de puddlage fermé tant qu'il y reste encore des loupes.

Voici comment on pourrait établir en 1828 le prix de fabrication d'une tonne de fer, dit *common bloom*, dans une usine des environs de Dudley. **Prix de fabrication d'une tonne de fer dit *common-bloom*, aux environs de Dudley.**

	liv.	sh.	d.
22 quintaux de *fine-metal*..................	5	6	8
20 de houille..................	»	6	»
10 de houille menue, pour la machine..................	»	1	6
Puddlage..................	»	8	6
Cinglage..................	»	2	3
Pesage du *fine-metal*..................	»	»	3½
A reporter....	6	5	2½

	liv.	sh.	d.
Report....	6	5	2½
Pesage des *blooms*....................	»	»	4
Construction et réparation du fourneau....	»	1	2
Réparation et main-d'œuvre de la machine.	»	»	8
Réparation d'outils....................	»	»	8
Pièces de moulage, telles que marteaux, etc.	»	»	10
Administration, balayage, charpentier, etc.	»	2	»
TOTAL.....	6	10	10½

En transformant les nombres précédens en kilogrammes, on trouve qu'un quintal métrique de *common bloom* coûte à fabriquer 15 fr., 04 c.

Chaufferies. Le fer obtenu dans l'opération précédente (*mill-bar-iron*) doit encore subir au moins une opération avant d'être versé dans le commerce. Elle s'exécute dans le fourneau que nous avons décrit sous le nom de *heating-furnace*, et consiste à souder plusieurs (ordinairement quatre) morceaux de barres obtenues précédemment. On dispose ces morceaux en piles ou trousses, et l'on arrange les trousses deux à deux, en croix sur la sole du fourneau, de manière que l'air chaud circule librement entre elles. La sole est recouverte de sable; on a essayé les battitures, mais la grande chaleur les fondait, et les trousses s'enfonçaient dans cette masse pâteuse. La couche de sable doit être plus épaisse que dans les fours de puddlage, parce qu'autrement la grande chaleur pourrait fondre la sole en fonte; elle a de 7 à 8 pouces ($0^m,175$ à $0^m,200$). On ferme avec

soin la porte du fourneau, souvent même on met quelques morceaux de houille enflammés sur la sole et près de la porte, et l'on jette un peu de sable à l'extérieur autour de la porte, pour la tenir plus hermétiquement fermée. On amène ainsi le fer à une température très élevée; au bout d'une demi-heure ou trois quarts d'heure les morceaux commencent à se souder; on porte chaque trousse sous des cylindres convenables, où elle est étirée en barres. On la fait d'abord passer sous des cylindres dégrossisseurs puis sous les cylindres finisseurs. On a soin dans le laminage des barres plates, de les retourner toutes les fois qu'on les passe dans une nouvelle cannelure, et, dans l'étirage des barres carrées, de leur donner un quart de tour à chaque nouvelle cannelure, pour que le fer soit comprimé dans tous les sens et afin de rendre vives toutes les arètes des barres. Si l'on n'en agissait ainsi, la dernière condition ne serait évidemment pas remplie d'après la description des cannelures, que nous avons donnée plus haut. Pour laminer du fer méplat, on doit toujours présenter la trousse de manière que les joints des divers morceaux qui la composent soient horizontaux ou parallèles aux faces plates de la barre, plutôt que perpendiculaires sur ces faces. Il est évident que ce moyen donne le fer le mieux soudé et le plus nerveux. La même précaution ne peut pas être prise dans le laminage du fer carré ou rond,

puisque les cannelures des cylindres ont une diagonale verticale. On a soin, quand ces fers ont été réduits à la dimension convenable, de les faire passer plusieurs fois de suite dans la dernière cannelure, en leur faisant décrire chaque fois un quart de tour : on leur donne ainsi le plus de régularité possible. Lorsqu'on veut obtenir du fer de bonne qualité, on lui fait subir ordinairement plusieurs chaudes; chaque fois, le fer est mis en morceaux et reçoit un nouveau corroyage. Les fourneaux de chaufferie sont toujours chauffés avec les qualités de houille qui donnent le plus de chaleur.

Quand la barre a acquis une certaine longueur, il faut deux ouvriers pour la passer entre les cylindres; un qui tient son extrémité antérieure avec les pinces, et l'autre qui soutient le reste de la barre. Quand elle est étirée à l'échantillon que l'on désire, on la traîne jusque sur un plan en fonte, fixé dans le sol de l'atelier, sur lequel on la bat pour la redresser, et sur lequel on lui applique la marque du maître de forge.

Ce fer est ordinairement très nerveux; on peut même dire qu'il l'est trop, parce qu'ayant été comprimé constamment dans le même sens, il présente une réunion de fibres, qui quelquefois ont peu d'adhérence entre elles.

Aussi ce fer est regardé comme de moyenne qualité. Quand on veut avoir du fer très résistant, comme celui qu'on emploie pour les ancres et

les câbles, on le soumet à un second soudage.

Quoiqu'on ne fasse jamais d'addition de matières terreuses dans cette opération, il se forme une quantité de scories assez considérable, due à l'oxide de fer qui est dissous par le sable de la sole. Les scories coulent par le trou du floss, ou sont arrachées de la sole après l'opération; il en tombe aussi près des cylindres. Elles sont ordinairement lamelleuses et d'un gris d'acier. Dans leurs cavités, elles présentent fréquemment des cristaux dont les formes sont analogues à celles du pyroxène. Les scories de chaufferie de l'usine de Dowlais, pays de Galles, ont donné à l'analyse :

Silice....................	0,424
Protoxide de fer........	0,520
Alumine................	0,033
	0,977

Dans la plupart des établissemens anglais, ces scories, qui sont fort riches, sont reportées aux hauts-fourneaux et fondues avec le minerai, on s'en sert également, ainsi que nous avons eu occasion de le dire, pour recouvrir la sole des fourneaux à réverbère.

L'opération du réchauffage du fer donne peu de peine aux ouvriers, mais exige de leur part une expérience consommée, beaucoup de soin et d'attention.

Les quatre, cinq ou six morceaux de barres de fer brut qui composent une trousse, doivent être coupés d'une égale longueur et dressés de manière que les barres ne se dépassent pas les unes les autres et qu'elles ne laissent aucun intervalle entre elles. Autrement, l'air chaud et la flamme, venant à traverser les trousses, les oxident intérieurement, rendent leur soudage plus difficile et augmentent le déchet de la fabrication.

La température à laquelle on doit porter les trousses, quoique très élevée, ne doit pas être dépassée et l'ouvrier doit surtout porter son attention à ne pas trop prolonger la *chaude*, s'il veut éviter un déchet trop considérable et obtenir du fer bien soudé. Cette considération est très importante lorsque les trousses sont pesantes, parce qu'elles sont plus longues à s'échauffer et que les parties de métal un peu saillantes sont par suite plus facilement oxidées. Le temps très court que l'on met au forgeage des barres suffit quelquefois pour que les dernières trousses soient avariées et ne donnent plus qu'un fer de qualité médiocre, sinon à mettre au rebut. Aussi le plus souvent, lorsque les trousses sont grosses et un peu longues à chauffer et à laminer, on ne limite pas le nombre de celles qui composent une opération par la capacité du fourneau, mais par le temps nécessaire au forgeage; dans ce cas, quatre ou cinq trousses composent quelquefois la

charge d'un fourneau. Si on laminait les trousses, lorsqu'elles ne sont point assez chaudes, on tomberait dans un autre inconvénient, le fer se souderait mal et la barre présenterait des solutions de continuité. Ordinairement on réchauffe dix, douze et même seize trousses par opération. On doit diriger le travail des chaufferies de manière que les lamineurs ne soient pas trop pressés, puisque le fer, dès qu'il est parvenu au point convenable, doit être étiré de suite, autrement il se détruit et se détériore. Cet effet est d'ailleurs un peu retardé par les scories qui coulent des trousses et qui forment quelquefois une couche sur leurs parois. On remarque même souvent une différence entre les extrémités d'une même trousse dont l'une a été protégée par les scories, et l'autre par suite de la position de la trousse dans le fourneau, est restée à découvert. On facilite quelquefois cette formation de scories, surtout lorsqu'on réchauffe des trousses très pesantes, en jetant sur elle un peu d'argile ou de sable très fin, au commencement de l'opération.

Pour fabriquer du fer de petit échantillon, on ne forme pas, en général, des trousses comme nous venons de l'indiquer. On coupe des morceaux de barres d'une dimension convenable, et on les étire lorsqu'ils sont portés à une chaleur blanche. Le travail d'une chaufferie est alors presque continuel; l'ouvrier pouvant mettre de nouvelles *pièces* (*billets*) dans son fourneau à mesure qu'il en tire

de suffisamment chaudes. Le petit fer est étiré en barres de 12 à 15 mètres de longueur, et ensuite coupé en deux ou trois morceaux; le fer est ainsi mieux laminé et l'opération moins dispendieuse. Dans les fours à réchauffer le déchet est de 8 à 10 p. 100 pour le gros fer, et de 10 à 11 pour les fers de petits échantillons. On peut évaluer, en moyenne, à 10 p. 100 le déchet des chaufferies d'une forge anglaise.

Méthodes pour se procurer des variétés diverses de fer.

Nous ajouterons quelques renseignemens sur la manière dont on se procure des fers de diverses qualités.

Fer commun (*common-iron*).

Pour fabriquer le fer commun (*common-iron*), on emploie du *fine-metal* provenant d'un mélange de

$\frac{2}{3}$ Fonte blanche ou truitée,
$\frac{1}{3}$ Fonte grisâtre.

Le déchet dans le four de puddlage est un peu plus de 11 sur 100 de *fine-metal*.

Le fer puddlé est coupé en morceaux que l'on réunit en trousses; on leur donne une chaude seulement et l'on étire en barres. Le déchet au réchauffage est d'environ 8 sur 100 de fer puddlé.

Fer dit *bert-iron*.

Le fer dit *bert-iron* (le fer meilleur) se fabrique de la même manière avec du *fine-metal* provenant d'une fonte à grains fins blanchâtres, très brillante dans la cassure, dite *high-bright-pig*. La perte est peut-être un peu plus grande au puddlage, mais moindre au réchauffage.

Lorsque l'on veut avoir du fer de la qualité dite *best-best* (meilleur-meilleur), on se sert de *fine-metal* provenant des meilleures qualités de fonte brillante, et on le travaille comme précédemment ; seulement les trousses ne sont pas formées entièrement de fer puddlé ordinaire, mais elles se composent de la manière suivante : Fer dit best-best.

1°. Plaque puddlée ordinaire ;

2°. Plaque provenant du traitement des rognures ou riblous ;

3°. Plaque puddlée ordinaire,

ou bien :

1°. Plaque puddlée ordinaire ;

2°. Plaque de rognures ou riblous ;

3°. Plaque puddlée ;

4°. Plaque de rognures ou riblous ;

5°. Plaque puddlée.

Le fer de riblous que l'on mélange au fer puddlé, est de meilleure qualité que ce dernier et est souvent employé seul, pour fabriquer des fers de petit échantillon. Quelquefois, lorsqu'on cherche à donner au fer l'aspect d'une belle fabrication, on place le fer puddlé au centre des trousses et le fer de rognures forme le dessous et le dessus ; on obtient ainsi des barres dont les arêtes sont plus vives et les faces plus unies.

Un autre moyen d'améliorer la qualité du fer consiste à faire entrer dans les trousses le plus grand nombre possible de morceaux ; il en résulte

évidemment que le fer reçoit plus de corroyage. On fait alors ce qu'on appelle des paquets doubles, c'est-à-dire des paquets formés avec des morceaux de barres mis deux à deux, l'un à côté de l'autre, et recouverts avec deux morceaux de barre d'une assez grande largeur. On prend, par exemple, des barres de 30 lignes pour former l'intérieur du paquet, et des barres de 48 lignes pour mettre dessus et dessous.

Nous avons déjà dit que les premières cannelures des dégrossisseurs étaient gothiques, et par la description que nous avons donnée de ces cannelures, il est facile de voir que la section transversale d'un paquet doit être à peu près carrée.

Enfin nous ferons remarquer que la bonté du fer ne dépend pas toujours du plus ou moins grand nombre des réchauffages qu'il a subis. Il arrive même que des fers trop souvent échauffés finissent par perdre leur qualité.

Frais de construction et réparations des fourneaux de chaufferie.

Le maçon entrepreneur reçoit, dans une des usines du Staffordshire, pour la construction et l'entretien des fourneaux de chaufferie, 6 pence (0f,60) par tonne de fer en barres.

Fenderies.

Dans une usine située près de Dudley, pour faire des baguettes à clous ou verges, on tire de suite les loupes en barres de 5 ou 6 pieds de longueur et de 4 pouces de largeur, comme nous l'avons déjà dit. On les coupe, après cela, en morceaux ayant 1 pied ou 15 pouces de longueur; avec quatre de ceux-ci on forme des paquets; on les

chauffe et on les étire en une barre de 6 pieds de longueur et de 4 pouces de largeur. Cette dernière est aussi divisée en quatre morceaux, et est encore assez chaude pour être immédiatement passée sous d'autres cylindres, qui lui donnent la longueur et l'épaisseur des baguettes à faire des clous : la longueur est d'environ 5 pieds. De là, la barre passe une fois sous des cylindres unis, et enfin sous la fenderie qui découpe la barre en plusieurs verges. Tous ces cylindres sont disposés en face les uns des autres, et le travail se fait avec une rapidité extrême.

A Stourbridge, le fer destiné à être fendu reçoit toujours deux chaudes. Après la seconde, la trousse est laminée, coupée avec la cisaille; enfin, de suite passée sous la fenderie, comme nous venons de dire que cela se pratique à Dudley. Mais on prend un soin particulier dans l'étirage : lorsque la barre a déjà passé sous deux cannelures et est longue de 2 ou 3 pieds, on la passe sous une grande cannelure mince, de manière qu'elle pose sur sa plus petite épaisseur, et que sa dimension en largeur soit dans une position verticale. Cette cannelure est faite de deux cannelures rentrantes, une dans chacun des deux cylindres. La barre passe ensuite sous une dernière cannelure, puis sous les cylindres unis, et enfin sous la fendere.

Fabrication du fer de riblons.

Les fenderies et les tôleries donnent beaucoup de rognures; on chauffe celles-ci dans un petit

8..

fourneau à reverbère particulier, sur la sole duquel on les charge à la pelle sans prendre aucune précaution. Ces rognures se fondent en masses, qui sont forgées et laminées; elles donnent du fer de très bonne qualité.

Les riblous provenant du cisaillage des extrémités des barres de fer finies, sont travaillés dans un four entièrement semblable à ceux qui servent au puddlage; on les rassemble en boules au moyen d'un ringard et on les passe sous le marteau et les laminoirs comme les boules provenant du *fine-metal*. La sole du four doit être en sable.

On peut encore les mettre de suite en paquets en maintenant les morceaux avec de la verge et les chauffer dans un four de chaufferie. Par le dernier procédé, les déchets sont moindres, mais le fer obtenu est moins bon que lorsqu'on forme les boules.

Les riblous sont toujours employés à fabriquer des fers de qualité supérieure, ou de la verge douce, ou des fers d'un petit échantillon. Pour ce dernier cas, on les étire immédiatement en *billets* d'un pouce à un pouce et demi de côté, dans une cannelure gothique.

Dans le pays de Galles, on réchauffe le fer de même que dans le Staffordshire. Les trousses, dans certaines usines, sont passées sous des espèces d'ébaucheurs, ayant d'abord deux grandes cannelures rectangulaires à angles arrondis, et ensuite

des cannelures ovales à la manière ordinaire. De là, les barres passent immédiatement sous des étireurs.

Fabrication du fer près de Bradford (Yorkshire).

On fait en Yorkshire, près Bradford, un fer très estimé en Angleterre, et dont le prix, dans le commerce, est presque le double du prix du fer gallois. Voici la suite des opérations qu'il subit : les loupes sortant du fourneau de puddlage sont cinglées à la manière ordinaire, et tirées de suite en barres d'environ 1 pouce d'épaisseur et 4 ou 5 pieds de longueur. Cette barre est brisée au moyen d'une espèce de mouton. La cassure de ce métal présente de grandes paillettes, et a un peu la couleur de la fonte. On forme les trousses avec les morceaux qui en proviennent et des rognures de barres; on leur donne une chaude, et on les cingle de nouveau à la manière des loupes : on obtient ainsi des parallélépipèdes de 2 à 3 pieds de longueur et 3 pouces d'épaisseur; ces parallélépipèdes sont chauffés de nouveau et étirés en barres. La perte, dans cette dernière opération, est d'un quintal $\frac{1}{4}$ par tonne ou 6 $\frac{1}{4}$ pour 100. Les barres sont encore portées au rouge dans une sorte de fourneau de tôlerie et parées sous un marteau à panne étroite.

Le déchet et la consommation d'une chaude varient avec l'échantillon du fer que l'on fabrique, le déchet d'une chaude dépasse rarement 8 ou 9 pour 100, en tenant compte du fer que l'on retrouve dans les rognures. A Stourbridge, le fer

sortant du fourneau de puddlage perd, en deux chaudes, 12 ½ pour cent pour être transformé en fer de petit échantillon.

Les fers de Yorskshire (*Lowmoor* et *Bowling*) sont à peu près égaux aux meilleurs fers du Staffordshire qui sortent des usines de Stourbridge; ils ont beaucoup de nerf et une couleur blanc bleuâtre qui est estimée. Les fers d'Angleterre, de première qualité, ont, sur les fers de Suède, l'avantage d'être plus homogènes; mais ils partagent tous les défauts des fers faits au laminoir.

Nous joignons ici le prix de fabrication du fer de plusieurs échantillons, tel qu'on pouvait l'établir, en 1828, dans une usine des environs de Dudley. Nous donnerons aussi en même temps la consommation de combustible dans diverses opérations.

Prix de fabrication du fer fendu (*common-rods*).

On fait quelquefois du fer fendu avec le fer que nous avons désigné sous le nom de *common-bloom*; ce fer fendu prend alors le nom de *common-rods*. Le prix de fabrication d'une tonne peut s'établir ainsi :

	liv.	sh.	d.
22 quintaux de *common-bloom*...	7	3	10
10 quintaux de houille..........	»	3	6
10 quintaux de houille menue pour les machines.................	»	1	»
Laminage et fenderie............	»	[illegible]	»
Faux frais......................	»	6	»
Prix total d'une tonne (*long-weight*).	8	1	4

C'est le prix de fabrication de 2,400 livres. Celui du quintal métrique serait donc 18f,55.

Prix du fer ordinaire en barres, dit *common-marchant-iron* :

	liv.	sh.	d.	
20 quintaux ½ de *common-bloom* (2,460 liv.)	6	14	1	
12 quintaux de houille	»	3	6	
10 de houille menue	»	1	6	
Étirage	»	5	»	
Faux frais	»	5	6	
Prix total d'une tonne (*short-weight*)	7	9	7	(1)

C'est le prix de 2,240 livres. 100 kilogrammes coûteraient 18 fr. 42 c.

Pour certains échantillons on étire quelquefois le fer puddlé immédiatement en *billets*.

---

(1) Ce prix de fabrication, comparé au prix courant actuel, pourra paraître trop élevé; nous avons cependant de fortes raisons de croire à l'exactitude des comptes que nous donnons ici. Mais il faut songer que les usines qui, aujourd'hui, peuvent encore vendre sans perte, se procurant la houille à 6 shill., ou peut-être moins, et le minerai à 7 shill., ont la fonte de forge à 3 liv. 10 shill., au lieu de 4 liv. que nous avons comptées. Il est aussi incontestable que, dans un grand nombre d'usines du pays de Galles, le bas prix de la houille permet de fabriquer à beaucoup meilleur marché que dans le Staffordshire.

Prix de fabrication des bandes de fer (*common-hoops*).

Prix du fer commun en bandes, dit *common-hoops*, fabriqués avec des *billets*.

	liv.	sh.	d.
20 quintaux $\frac{3}{4}$ de *common-billets* (2,490 liv.)........................	6	17	»
15 quintaux de houille.............	»	4	6
10 de houille menue.....	»	1	6
Étirage et laminage des barres.....	»	13	6
Faux frais..........................	»	12	9
Prix total d'une tonne (*short-weight*....................	8	9	3

C'est le prix de 2,240 livres. 100 kilogrammes coûteraient 20 fr. 24 c.

Prix de fabrication de la tôle pour chaudières (*common-boiler-plate*).

Prix de la tôle pour chaudières, dite *common-boiler-plate*.

	liv.	sh.	d.
20 quintaux $\frac{1}{2}$ (2,460 liv.) de fer forgé, en plaques d'environ 15 pouces, sur 10 pouces, sur 2 pouces.	7	3	6
15 quintaux de houille...........	»	4	6
15 de houille menue.....	»	2	3
Laminage..........................	»	10	»
Perte par 4 quintaux de rognures..	»	8	»
Faux frais.........................	»	15	»
TOTAL pour 2,240 livres.	9	3	3

100 kilogrammes coûteraient 22 fr. 56 c.

A tous ces nombres il faut ajouter l'intérêt des capitaux engagés; la houille menue est toujours brûlée sous les chaudières des machines.

Prix de la tôle commune, dit *common-single-shett.*

Prix de fabrication de la tôle commune (*common-single-sheet*).

	liv.	sh.	d.
20 quintaux ½ de fer en barres (2,490 liv.)	8	6	»
25 quintaux de houille	»	7	6
20 de houille menue	»	3	»
Laminage	»	15	»
Réchauffage	»	2	6
Perte sur 4 quintaux de rognures	»	12	»
Faux frais	1	»	»
Prix de 2,240 livres	11	6	»

Prix de 100 kilogrammes, 27 fr. 82 c.

Prix du fer en feuilles plus minces, dit *common-double-sheet*, parce qu'on passe deux feuilles ensemble sous le laminoir.

Prix de fabrication du fer en feuilles plus minces (*common-double-sheet*).

	liv.	sh.	d.
21 quintaux de fer commun en barres (2,520 liv.)	8	8	»
30 quintaux de houille	»	9	»
25 de houille menue	»	3	9
Laminage	1	»	»
Réchauffage	»	2	6
Perte sur 4 quintaux de rognures	»	12	»
Faux frais	1	5	»
Prix de 2,240 livres	12	»	3

Prix de 100 kilogrammes, 29 fr. 53 c.

Prix de fabrication de la tôle commune pour fer-blanc (*common-latten*).

Prix de fabrication de la tôle pour fer-blanc, dite *common-latten* :

	liv.	sh.	d.
21 quintaux de fer commun en barres (2,520 liv.)	8	8	»
40 quintaux de houille	»	12	»
50 de houille menue	1	4	6
Laminage	1	5	»
Réchauffage	»	2	6
Perte sur 4 quintaux de rognures	»	13	6
Faux frais	1	10	»
Prix de 2,240 livr. de tôle commune	12	15	6

Prix de 100 kilogrammes, 51 fr. 46 c.

Nous avons dit, en commençant, que l'on distinguait les diverses qualités de fer par les mots *common*, *common-best*, *best*; etc. Tous les prix que nous venons de donner précédemment se rapportent à la qualité dite *common-best*. Les qualités supérieures coûtent plus cher; mais nous ne connaissons pas bien la différence.

Conséquences.

Consommations de matières premières pour la fabrication d'un quintal de fer forgé.

Si maintenant nous rappelons les consommations que nous avons données pour la fabrication de la fonte en Staffordshire, nous trouverons les résultats suivans, correspondans aux consommations de la fabrication d'un quintal métrique de fer en barres dans ce comté :

395k,59 minerai cru.............		donnent 134k,61 de fonte (*forge-pig*).
85 ,07 castine.................		
514 ,77 houille.................		
100 ,85 houille menue..........		

134,61 de fonte donnent 121 de *fine-metal*.

Le finage consomme 86,25 de houille, et 25 de houille menue.

121 de *fine-metal* donnent 110 de fer puddlé. Le puddlage consomme 110 de houille et 55 de houille menue.

110 de fer puddlé donnent 100 de fer en barres. L'opération consomme 60,72 de houille et 50,75 de houille menue.

La consommation totale de houille de la fabrication d'un quintal métrique de fer se compose donc de :

514k,77 dans le haut-fourn...	100,85	menu pour mach. soufflantes.
86 ,25 dans la finerie.......	25	*Id.*
110 dans le puddlage.....	25	*Id.* pour les cylindres.
60 ,72 dans la chaufferie....	50,75	*Id.* pour les cylindres.
771 ,74	231,60	de houille menue.

La consommation totale en houille est donc dix fois le produit du fer en barres.

Établissons les mêmes calculs pour le Shropshire et le sud du pays de Galles. Nous avons déjà

cité le mémoire de M. Aikin sur la fabrication du fer en Shropshire, nous en extrairons encore les résultats suivans :

52,75 fonte + 20,64 de houille (10,25 de coke) = 27,28 de *fine-metal*;

27,28 de *fine-metal* + 29,68 de houille = 23,73 de fer puddlé;

23,73 de fer puddlé + 22 de houille = 20 de fer affiné = 1 tonne.

Rapprochant ces nombres de ceux que nous avons cités, nous trouvons :

456k,58	minerai cru..............	donnent 163,65 de fonte.
85 ,10	castine..................	
739 ,70	de houille...............	
99 ,87	houille menue...........	

163,65 de fonte consomment 103,20 de houille et donnent 136,40 de *fine-metal.*

136,40 de *fine-metal* consomment 148,40 de houille et donnent 118,65 de fer puddlé.

118,65 de fer puddlé consomment 110 de houille et donnent 100 de fer affiné.

M. Aikin n'a pas séparé la houille employée par les machines de celle que consomment les fourneaux à réverbère. La consommation totale est donc de :

	839k,57	houille pour	la fonte;
	103 ,20	— —	le *fine-metal;*
	148 ,40	— —	le fer puddlé;
	110	— —	le fer affiné.
TOTAL...	1,201 ,17		

La consommation totale en houille est donc un peu plus de douze fois le produit du fer en barres. Cela ne tient pas à ce qu'à chaque opération on brûle une plus grande quantité de charbon dans le Shropshire que dans le Staffordshire, mais à un déchet considérable sur la fonte.

Quant au sud du pays de Galles, nous pourrions prendre la moyenne des nombres que nous avons donnés plus haut; nous présenterons ceux qui ont été publiés en 1831 par la société pour la propagation des connaissances utiles (*Society for the diffusion of useful knowledge*).

637^{k},80 de houille...............	donnent 134,545 de fonte (*forge-pig*).
403 ,50 de minerai cru..........	
141 ,50 castine...................	

Nous ferons remarquer combien la proportion de castine est plus forte que dans le Shropshire et le Staffordshire, cela tient à ce que le minerai est de moins bonne qualité.

134,545 de fonte consomment 61,10 de houille et donnent 122,20 de *fine-metal*.

122,20 de *fine-metal* consomment pour le puddlage et le réchauffage 190 de houille et donnent 113,70 de fer puddlé et 100 de fer affiné.

La consommation totale en houille, diminuée de celle des machines, est donc de :

	637^{k},80	dans le haut-fourneau;
	61 ,10	dans la finerie;
	190	dans la forge;
Total..	888 ,90	

Elle est un peu plus considérable que dans le Staffordshire.

Quoique nous ne cherchions pas à établir une comparaison entre les nouvelles usines à fer construites en France et les usines anglaises, nous pensons que l'on ne lira pas sans intérêt, les résultats du travail des établissemens de Decazeville et du Creusot. Les renseignemens sur le premier de ces établissemens sont extraits du mémoire de M. Pillet-Will.

A Decazeville, on a obtenu les résultats suivans :

394^{k},24	de minerai grillé.........	donnent 176 de fonte.
176	de castine................	
1609 ,50	de houille, employée en coke.	
40	de houille pour le grillage...	
181	de houille pour la machine soufflante..............	

176 de fonte donnent 132 de *fine-metal*. Le mazéage consomme 351 de houille, employée en coke et 45 de houille pour les machines.

132 de *fine-metal* donnent 112,40 de fer

puddlé. On consomme 168,70 de houille dans le four à puddler et 90 pour les machines.

112,40 de fer puddlé donnent 100 de fer fini. On consomme 92,50 de houille dans le four à chauffer et 91,20 pour les machines.

En résumé, la consommation totale de houille pour fabriquer un quintal métrique de fer fini (grosse forge) à Decazeville est :

	1649k,50	pour la fusion et le grillage des minerais ;
	351	pour le mazéage ;
	168 ,70	pour le puddlage ;
	92 ,50	pour le réchauffage ;
	407 ,20	pour les machines diverses.
Total..	2,668 ,90	

C'est près de trois fois la consommation du Staffordshire. Quelques perfectionnemens introduits dans le travail, particulièrement ceux qui ont été apportés par l'emploi de la houille dans les hauts-fourneaux, une plus grande habitude des ouvriers, ont déjà amené cette consommation à 16 parties (fin de 1834), et l'on peut espérer qu'elle sera encore réduite.

Enfin dans les usines du Creusot, on a obtenu les résultats moyens suivans :

693^k,56	minerai et laitier...........	donnent 169,16 de fonte.
14 ,37	castine....................	
825	houille.....................	
67 ,15	houille pour la machine soufflante..................	

169,16 de fonte donnent 139 de *fine-metal*. Le mazéage consomme 200 de houille employée en coke, et 20 de houille pour les machines.

139, de *fine-metal* donnent 111,40 de fer, puddlé. On consomme 94,69 de houille dans le four à puddler et 47,34 pour chauffer les machines.

111,40 de fer puddlé donnent 100 de fer fini. On consomme 85 de houille dans le four à réchauffer et 68 pour chauffer les machines.

La consommation totale de houille pour un quintal métrique de fer fini (divers échantillons) est donc :

	825^k	dans le haut-fourneau ;
	200	dans la finerie ;
	94 ,69	dans le four à puddler ;
	85	dans le four à réchauffer ;
	302 ,49	pour les machines diverses.
Total..	1503 ,18	

Cette consommation est bien plus considérable que celle des usines anglaises, mais il faut remarquer que l'on emploie des minerais peu riches, qu'une partie de la houille est de mauvaise

qualité et que, comme en Shropshire, le déchet de la fonte dans l'opération du mazéage est énorme. C'est donc sur cette opération qu'il faut principalement porter son attention; nous avons déjà parlé des essais que l'on a tenté et dont quelques-uns n'ont pas été sans succès.

DISPOSITION GÉNÉRALE DES USINES ET DEVIS.

Disposition des usines.

Il nous reste à parler de la disposition générale des usines à fer, en Angleterre; nous entrerons dans quelques détails sur les dépenses de construction et de roulement de ces usines, ainsi que sur le prix que demandent habituellement les ouvriers anglais.

On sait que le combustible, le minerai et quelquefois la pierre et l'argile réfractaire, sont extraits des mêmes mines, les hauts-fourneaux sont placés le plus près possible des puits ou des galeries d'extraction de ces mines. Dans plusieurs usines du Staffordshire et dans un petit nombre de celles du pays de Galles, un chemin de fer de peu de longueur met en communication l'orifice du puits et le gueulard du fourneau. Dans la plupart des usines du Staffordshire, les hauts-fourneaux étant construits en plaine, on arrive à leur sommet, ainsi que nous l'avons déjà dit, par un plan incliné. La houille est alors carbonisée

et le minerai grillé sur une aire, aussi près de la partie inférieure du fourneau que les circonstances le permettent. Dans le pays de Galles, les fourneaux étant souvent adossés à des collines, et les minerais étant grillés en vases clos, on élève les fours de grillage à quelques pas en arrière du gueulard : un peu plus vers le haut de la colline, sur une surface que l'on a soin de rendre peu inclinée, sont disposées les meules de coke. Les machines soufflantes, placées dans un bâtiment particulier, transmettent le vent au fourneau par des tuyaux qui circulent au-dessous et à l'entour, ainsi que nous l'avons indiqué. Un hangar est ordinairement construit devant l'embrasure de la coulée. Nous ne faisons que rappeler ici une partie des détails déjà donnés dans le courant du Mémoire.

Un nombre suffisant de fineries se trouve rassemblé dans le voisinage des hauts-fourneaux, et quoique le plus souvent le fer soit affiné dans la même usine où l'on fabrique la fonte, les différentes parties de la forge sont réunies sous un autre hangar.

Évaluation approximative de l'érection de trois hauts-fourneaux au coke.

Supposons un établissement composé de trois hauts-fourneaux.

Pour l'érection des trois hauts-fourneaux, d'après ce que nous avons pu recueillir sur les dépenses de plusieurs établissemens, on peut regarder le devis suivant comme assez approximatif :

		fr.	fr.
Maçonnerie.	Fondations..................	12,000	
	Massif.....................	15,000	
	Ouvrages en briques communes................	30,000	
	Chemise intér., creuset, etc., en briques réfractaires, composées d'un mélange d'argile du pays et d'argile réfractaire, telles que celles de forge, d'abondant, etc.....	28,000	
	Mortier réfractaire..........	2,000	
	Chaux et sable..............	20,000	
		107,000	107,000
Pièces en fonte.	Les objets en fonte sont très nombreux. Les principaux sont les plaques du fond, des plaques pour les embrasures, pour les tympes, des marâtres pour soutenir les embrasures, des tuyères, des rondelles, etc. On peut évaluer en poids tous ces objets, à 24,000 kilogrammes pour chaque haut-fourneau, ou 72,000 kilogramm. pour les trois. On aura donc 720 quintaux métriques à 40 fr.		28,000
	A reporter....		135,000

		fr.	fr.
	Report....		135,000
Pièces en fer.	On sait aussi que les hauts-fourneaux sont armés, pour remédier aux effets de la chaleur, etc. Les cercles, clavettes, etc., employés dans un haut-fourneau, peuvent être estimés à 5,000 kilogrammes; ce qui fera 150 quint. métriq. pour les trois, à 50 fr. le quintal métrique.		7,500
Main-d'œuvre.	Main-d'œuvre des maçons...	12,000	
	Manœuvres................	15,000	
	Échafaudage...............	1,200	
Dépenses diverses.	Outils....................	4,000	
	Floss devant le fourneau.....	12,000	
	Terrassemens, achat de terrain, etc...............	60,000	
		104,200	104,200
	TOTAL pour l'érection des fourneaux...		246,700
Dépenses éventuelles.	Machine soufflante, mise en place (1)..................	160,000	160,000
	Mécanisme pour monter les charges.................	3,000	29,000
	Place de chargement.......	4,000	
	Maison de la machine à vapeur.	10,000	
	Cheminées, chaudières, etc..	12,000	
	A reporter....		435,700

(1) Une machine à vapeur de 80 chevaux, fabriquée

	fr.
Report....	435,700
Fours à griller......................	12,000
Fours à coke........................	20,000
Logement pour les ouvriers.	20,000
TOTAL.....	487,700

Pour faire connaître avec plus de détail le prix de tous les objets nécessaires pour trois hauts-fourneaux, nous transcrirons une note qui nous a été communiquée par MM. Munby et Wilson, mécaniciens, qui ont rendu un véritable service à la France, en y important les procédés anglais, et surtout en fournissant les moyens d'élever des établissemens semblables à celui qu'ils ont créé à Charenton.

---

par M. Price, à la fonderie de Neath-Abbey, dans le pays de Galles, dont le cylindre a 45 pouces de diamètre, et qui fait marcher une machine soufflante de 84 pouces de diamètre et de 8 pieds de course, capable de souffler trois hauts-fourneaux et trois fineries, a coûté 70,000 fr. Ajoutant 30 p. 100 de droit d'entrée, la pose, qu'on peut évaluer à 10 p. 100, et les frais de transport à 12 p. 100 au plus; on voit qu'un semblable appareil reviendra à 110,000 fr. environ; le régulateur n'est pas compris dans cette évaluation, mais il reviendra au plus à 25,000 fr. tout posé.

1°.	Une machine à vapeur, pour souffler trois hauts-fourneaux et les affineries nécessaires, ayant un cylindre de 50 pouces anglais de diamètre....................	fr. 145,000
2°.	Appareil pour souffler trois hauts-fourneaux, avec deux régulateurs à piston...	85,000
3°.	Appareil en fonte pour le régulateur à eau, avec valvules.........................	33,000
4°.	Grand tuyau de conduite pour trois hauts-fourneaux..........................	15,000
5°.	Machine à vapeur de la force de 6 chevaux, avec l'appareil d'élévation, pour la mine et le coke, chaînes, etc..............	20,000
6°.	Articles en fonte et fer forgé, pour un haut-fourneau, savoir : plaques carrées et autres pour le fond du fourneau...............	7,000
7°.	Cercles en fer forgé, et autres objets pour bâtir le fourneau......................	8,000
8°.	Cheminées pour la fabrication du coke....	2,000
9°.	Tuyaux de conduite et appareil pour souffler un fourneau.......................	7,000
10°.	Grues portatives.........................	2,500
11°.	Charriots pour les cendres...............	2,000
12°.	300 pieds de roues en fonte, pour les trois hauts-fourneaux.....................	6,000
13°.	Articles en fonte, pour la cheminée des machines à vapeur.......................	3,000
	Total...	335,500

En ajoutant à cette somme de 335,500 fr., celle de 211,200 (1), nécessaire pour la construc-

(1) Nous n'avons pas fait entrer dans cette somme le

tion des hauts-fourneaux, achat de terrain, maison de la machine à vapeur, caserne, etc., le devis s'éleverait, dans ce cas, à 546,700 fr.

Ainsi, l'on peut conclure qu'il faut un capital d'environ 5 à 600,000 fr. pour l'érection de trois hauts-fourneaux de la plus grande dimension, marchant au coke, dans le cas le plus défavorable, c'est-à-dire en supposant qu'il n'existe pas de cours d'eau pour faire marcher les machines soufflantes; que les fourneaux, étant placés au milieu d'une plaine, exigent l'établissement d'une machine pour élever les matériaux sur la plate-forme; enfin, que le terrassement soit assez considérable. Dans le cas où ces circonstances ne se présenteraient pas, le capital nécessaire sera réduit plus ou moins, suivant les localités. Du reste, on peut admettre qu'un haut-fourneau nu, c'est-à-dire sans les armures et les machines nécessaires, reviendra toujours à 30 à 40,000 fr.

Pour établir les frais de roulement, nous supposerons que les fourneaux marchent trois cents jours chacun, l'un dans l'autre, et qu'ils produisent 500 quintaux métriques de fonte par semaine. Fonds de roulement.

Par jour, chaque fourneau dépensera 210 quintaux métriques de minerai, à 1f,50; 210 quintaux

---

prix des pièces de fer et de fonte nécessaires pour un haut-fourneau, parce qu'elles sont déjà portées dans la deuxième évaluation.

métriques de houille, à 0,80, et 70 quintaux métriques de castine, à 0,50. D'après ces bases, voici quelle sera par an la dépense de trois hauts-fourneaux :

Minerai	283,500f.
Houille	151,200
Castine	31,500
Directeur, à 8000 fr. par an	8,000
Caissier	4,000
Commis, surveillans	8,000
Chef fondeur, anglais	5,000
6 ouvriers fondeurs, anglais	14,400
36 aides ou chargeurs	19,600
Ouvriers pour casser la castine	4,000
—— pour nettoyer le minerai	8,000
—— pour la fabrication du coke	12,000
—— pour la machine à vapeur	3,000
Ouvriers divers, comme maçons, forgerons, etc.	12,000
Total	564,200

D'après ce calcul, on voit qu'une somme de 5 à 600,000 fr. est nécessaire pour faire marcher une semblable usine, et que ce fonds de roulement, ainsi que celui de premier établissement, peuvent être évalués ensemble à 1 000 000 ou 1 200 000 fr.

Un établissement ainsi composé donnerait environ 64000 quintaux métriques de fonte annuellement.

Passons à la description des forges.

Les Pl. VIII et IX indiquent deux dispositions différentes d'usines, l'une du pays de Galles, l'autre du Staffordshire. Le moteur est, dans l'un et l'autre établissement, une roue à eau, à laquelle tient une roue de même diamètre. Ces roues sont assez communes dans le pays de Galles, où quelques localités réunissent l'avantage de posséder une abondante chute d'eau à un grand nombre d'autres circonstances favorables. Dans le Staffordshire, où l'eau manque, on n'emploie que des machines à vapeur, qui communiquent le mouvement par un système d'engrenages indiqué fig. 3, Pl. IX. Si donc, fig. 1, nous avons figuré une roue à augets, c'est simplement pour donner une idée plus claire des deux espèces de roues de ce genre, dont on se sert en Angleterre, appareil moins connu en France que les machines à vapeur. On voit (Pl. VIII), que la roue dentée est attachée à une de ses faces latérales. Des deux dispositions de la roue d'engrenage, la dernière est préférée : on ne peut espérer, ni avec l'une ni avec l'autre, une grande régularité de mouvement. Description des forges à l'anglaise.

Devis estimatifs.

Les devis suivans des différentes parties d'une forge anglaise qui correspondrait à trois hauts-fourneaux, nous paraissent de nature à intéresser quelques-uns de nos lecteurs; on peut compter sur leur parfaite authenticité.

Devis des machines nécessaires à une forge qui doit fabriquer 120 tonnes de fer par semaine, établi par le directeur de l'usine de Neath-Abbey, pays de Galles.

Devis d'une forge devant produire 120 tonnes de fer par semaine, fournis par l'usine de Neath-Abbey (pays de Galles).

	l. st.	fr.	c.
Machine à vapeur de Bolton et Watt, à double effet et basse pression, avec un cylindre de 40 pouces (1), la course du piston étant de 8 pieds; chaudière en tôle, tuyaux, barreaux de grilles, portes de foyer, et toute pièce de fonte, de fer ou laiton, nécessaires pour monter ou assujétir l'appareil....	1,600	40,240	»
Système de roues destinées à convertir le mouvement rectiligne de la bielle en mouvement circulaire, et à le transmettre au volant, etc. (*rotative machinery*)...........	1,090	27,413	50
Un système d'ébaucheurs, pignons, montans, et en général toute espèce de pièce de fonte, de fer ou de laiton, nécessaires pour monter cet appareil....................	525	13,203	75
Deux paires, ou un système de finisseurs, avec tout leur attirail...	525	13,203	75
Deux paires de cisailles, prêtes à être montées, à raison de 170 l. la pièce........................	340	8,551	»
A reporter....	4,080	102,612	»

(1) La force de cette machine est de 70 chevaux environ.

	l. st.	fr.	c.
Report....	4,080	102,612	»
Une paire de cylindres de 10 pouces de diamètre, pour la fabrication du petit fer, avec tout l'attirail pour la monter................	230	5,784	50
Marteau, y compris l'enclume, l'arbre à cames, et toute pièce de fer, fonte ou laiton, qui sert à monter l'appareil..................	185	4,652	75
Un tour complet..................	200	5,030	»
	4,695	118,079	25

A cela, il faut ajouter :

	l. st.	fr.	c.
Un assortiment de cylindres de rechange, pesant environ 60 tonnes; la tonne coulée brute coûtant 13 l. st., et 16 l. après avoir été achevée sur le tour, cela fait.....	960	24,144	»
Articles de rechange pour la machine à vapeur......................	»	»	
150 tonnes de fonte en plaques, pour couvrir le sol de l'usine, à raison de 6 l. la tonne................	900	22,635	»
Pièces en fonte pour un fourneau à réverbère, pour seconde fusion; environ 8 tonnes, à 6 l. 6 sh. la tonne......................	52	1,307	80
Outils, tels que ringards, etc., en fer malléable, à raison de 28 l. la tonne, une tonne............	28	704	20
Pièces en fer pour un fourneau à la Wilkinson......................	50	1,257	50
A reporter.....	1,990	50,048	50

	l. st.	fr.	c.
Report....	1,990	50,048	50
Soufflet pour ce fourneau..........	80	2,012	»
Pièces en fer pour une petite forge à deux feux, deux soufflets, deux enclumes, outils avec faces aciérées, outils en fer non aciérés, etc., etc.	100	2,515	»
Pièces en fonte, coulées à découvert, pour un fourneau de puddlage, 8 tonnes, à raison de 6 l. 6 sh. par tonne, 52 l. Pièces en fer malléable, 13 quintaux, à 28 sh.; le quintal, 18 l. 4 sh. En supposant quatorze fourneaux de puddlage, cela ferait environ.........	983	24,722	45
Pièces en fonte pour un fourneau de chaufferie, 7 tonnes, à 6 l. 6 sh. la tonne, 45 liv. Pièces en fer malléable, environ 18 liv. Cela fait environ 63 liv. par fourneau, ou pour quatre fourneaux..........	252	6,337	80
Outils des ouvriers puddleurs et autres ouvriers, à 4 ½ d. la livre, environ 7 quintaux, et 10 liv. en nombres ronds................	15	377	25
Pièces en fer pour deux grues, construites partiellement en bois....	50	1,257	50
TOTAL......	3,470	87,270	50
Y ajoutant le prix de la machine, des cylindres, etc...............	4,695	118,079	25
Nous avons, pour le prix total des machines, et pièces en fer ou fonte, de l'usine...............	8,165	205,349	75

Si nous ne tenons compte que des dépenses de la forge proprement dite, nous pouvons de cette somme supprimer 182 livres sterling, qui ont été comptées pour un fourneau à réverbère pour seconde fusion, et un fourneau à la Wilkinson.

D'un autre côté, nous ajouterons 185 livres sterling pour un second marteau, et 4,000 livres sterling pour emplacement, maison de la machine à vapeur, hangar, dépenses imprévues, etc. On observera cependant que l'évaluation de cette dernière somme est assez arbitraire, car les élémens dont elle se compose, celui surtout qui est le plus important, le taux de l'emplacement, varient dans des limites assez étendues, suivant les localités. Soient donc 12,000 livres sterling (301,800 fr.), environ le capital que représente l'établissement, à l'exception de la maçonnerie des fourneaux.

Cette maçonnerie peut être estimée aux prix suivans :

	fr.
1°. 19 fourneaux à réverbère, dont 14 à puddler, 4 à fondre les barres, et 1 à refondre la fonte.	19,000
2°. Hangar, avec charpente en fer.	40,000
3°. Maison pour la machine à vapeur.	10,000
4°. Cheminées à vapeur, etc.	12,000
5°. Logemens d'un certain nombre d'ouvriers.	25,000
Total.	106,000

Les fonds de premier établissement s'élèveraient donc à la somme de 407,800 francs.

Devis d'une forge semblable à la précédente, fourni par une usine de Staffordshire.

Les devis suivans ont été faits dans une usine du Staffordshire.

	l. st.	fr. c.
Une machine à vapeur de 60 chevaux..........................	2,016	50,702 40
Cylindres, etc., pour faire 120 tonnes de fer par semaine, avec les ferremens de dix fourneaux de puddlage..........................	2,572	64,685 80
Total......	4,588	115,388 20

On voit que le prix de la machine à vapeur et celui des cylindres, etc., plus le ferrement de dix fourneaux de puddlage, sont chacun moindres que dans le devis du pays de Galles; mais il est bon d'observer que l'usine de Neath-Abbey a la réputation de donner des produits de meilleure qualité que l'usine du Staffordshire.

Substitution d'une roue à eau à la machine à vapeur, dans le devis de Neath-Abbey.

D'après des devis établis à Neath-Abbey, dans le cas où l'on se servirait d'une roue à eau de 30 pieds de diamètre au lieu d'une machine à vapeur, le moteur coûterait, avec le système de roues d'engrenages, pour transmettre le mouvement, 1,820 livres sterling au lieu de 2,690, et le marteau, que l'on ne peut faire marcher que par l'intermédiaire d'un mécanisme plus compliqué, coûterait 430 livres sterling au lieu de 185, en sorte que le devis total du moteur, des cylindres et du marteau, se réduirait à 4,070 livres sterling

(102,560 fr. 50 c.) au lieu de 4,695 livres sterling (118,079 fr. 25 c.)

D'après des devis semblables, établis dans le Staffordshire, la roue à eau, avec les roues d'engrenages pour transmettre le mouvement, coûterait 1,422 livres sterling (35,763 fr. 30 c.)

Devis d'une forge devant produire 180 tonnes de fer par semaine.

Enfin, voici deux devis calculés dans le Staffordshire pour une forge devant produire cent quatre-vingts tonnes par semaine.

	l. st.	fr.	c.
Deux machines à vapeur, de la force de 60 chevaux chacune..........	4,032	101,404	80
Cylindres, etc., pour faire 180 tonnes de fer en barres, tôle, fer fendu, rubans, etc....................	4,775	120,091	25
Total.......	8,807	221,496	05

ou, dans le cas où l'on emploierait des roues à eau :

	l. st.	fr.	c.
Deux roues à eau, chacune de 30 pieds de diamètre....................	2,845	72,551	75
Cylindres..........................	4,775	120,091	25
Total.......	7,620	191,643	»

Estimation du fonds de roulement nécessaire pour fabriquer 120 tonnes de fer par semaine.

Prenons pour base des frais d'établissement, en Angleterre, d'une forge devant produire cent-vingt tonnes de fer en barres par semaine, la somme de 407,800 fr., qui résultait de notre premier devis; rappelons-nous que le prix de fabrication d'une tonne de fer en barres, y compris les frais d'ad-

ministration, main-d'œuvre et même de construction et réparations des fourneaux, mais non compris l'intérêt des capitaux engagés, est, d'après les comptes donnés précédemment, environ 7 livres, 10 shillings (188 fr. 65 c.). Multipliant cette valeur par $120 \times 26 = 3120$, nous aurons 23400 livr. sterl. (588,510 fr.), comme évaluation de la mise hors de fonds annuelle pour les frais de fabrication. Additionnant cette somme avec 407,800 fr., nous nous formerons une idée approximative du capital que nécessite en Angleterre une semblable forge : ce capital se montera à 40,000 livres sterling ou environ un million de francs, en comprenant l'intérêt à 6 p. 100 du fonds de roulement pendant 6 mois, temps pendant lequel nous supposons que le maître de forge peut rentrer dans ses fonds.

Quand la forge anglaise est située loin des hauts-fourneaux et des mines de houille, comme cela arrive ordinairement en France, le capital nécessaire pour faire les approvisionnemens doit être incomparablement plus élevé. M. de Villefosse établit dans le mémoire que nous avons déjà cité, que les fonds de roulement de l'usine de Fourchambault, dans le département de la Nièvre, qui ne contient que quatorze fourneaux à réverbère au lieu de dix-huit que nous supposons, s'élèvent à environ 2,400,000 fr.; savoir :

	fr.
Pour achat de fonte.........	1,879,200
—— —— de houilles.......	345,600
—— ouvriers................	120,000
—— frais de régie...........	24,000
	2,368,800

Une usine ainsi composée peut produire 48,000 quintaux métriques de fer annuellement.

CONSIDÉRATIONS

SUR LA FABRICATION DE LA FONTE ET DU FER EN FRANCE, SOIT AU CHARBON DE BOIS, SOIT A LA HOUILLE.

Le but que nous nous proposons n'est pas d'indiquer quelle est la méthode préférable à adopter lorsqu'on veut élever un établissement; on sait que rarement on a ce choix à faire, l'abondance du charbon de bois ou de la houille ayant résolu d'avance cette question; nous desirons seulement établir que dans l'introduction des procédés anglais en France, il est à propos de leur donner d'abord la préférence dans l'affinage du fer et de réserver par ce moyen le charbon de bois pour produire de la fonte.

La position relative des mines de houille et de fer en France, l'extrême différence qui existe entre les rapports du prix de la fonte à celui du fer, dans le travail à la houille et dans le travail au

charbon de bois, enfin la qualité des fers que le commerce a l'habitude de consommer en France, sont les motifs sur lesquels notre opinion est basée.

Nous avons vu qu'en Angleterre les minerais de fer et la houille appartiennent aux mêmes terrains, et que les hauts fourneaux étaient élevés au centre des exploitations. Jusqu'à présent nos houillères n'ont fourni qu'une quantité de fer carbonaté, insuffisante pour entretenir une grande usine, et les gites de minerai, ordinairement exploités en France, sont situés à une assez grande distance des bassins houillers : il faut en excepter les minières d'Alais, de Firmy et de Decazeville. Il résulte de cette situation relative des mines de fer et de houille, que le plus souvent les minerais devraient supporter un grand transport pour arriver sur les bassins houillers, en sorte que le prix de revient des fontes au Coke, propres à l'affinage, serait rarement au-dessous de f. 95 par tonne.

La fonte blanche au bois, dans les départemens où l'on compte le plus grand nombre des hauts-fourneaux, tels que la Côte-d'Or, la Haute-Marne, la Haute-Saône, etc., revient à environ f. 150 sur les ports d'embarquement voisins de ces usines et à f. 170 sur les bassins houillers.

Ce n'est pas entre les nombres 95 et 170 qu'il faut établir une comparaison, mais entre le prix de revient de la fonte mazée et celui de la fonte blanche au bois qui n'exige aucun traitement avant

d'être puddlee : ces matières, affinées suivant le procédé anglais, font un déchet égal.

La fonte au Coke coûtant f. 95, le *fine-metal* revient à f. 140 environ dans les usines françaises: la différence du prix avec la fonte au bois n'est donc que de f. 30.

Lors même que les fontes au bois sont grises, et de nature à exiger un affinage préparatoire, afin de ne pas mettre en contact avec de la houille des fontes fabriquées au charbon de bois, ce qui pourrait en détériorer la qualité; on peut presque toujours remplacer cet affinage, soit par le mazéage, qui consiste à couler la fonte en plaques minces, sur lesquelles on jette de l'eau, soit par une fusion qu'on exécute dans un fourneau à réverbère, dont la sole est très inclinée, comme il paraît que cela est pratiqué dans l'usine de M. de Wendel. On expose la fonte, refondue par cette dernière méthode, à l'action de l'air, afin de la blanchir, et on la soumet ensuite au fourneau de puddlage, comme le *fine-metal*. Enfin, on peut aussi, comme cela se pratique dans quelques usines, affiner dans le haut fourneau, en dirigeant le vent sur le creuset quelques momens avant de faire la coulée; mais il paraît que jusqu'à présent ce dernier procédé n'a pas conduit à des résultats satisfaisans.

Le fer affiné, suivant l'ancien procédé français, revient en ce moment, dans les départemens que nous avons cités, à f. 350 environ la tonne. La fonte mazée, traitée suivant le procédé anglais,

donne un fer dont le prix de revient est d'environ f. 250; ainsi donc, si on substituait la fonte blanche au bois au *fine-metal*, le prix de revient serait de f. 300 environ. La différence entre les prix de revient des fers fabriqués à l'anglaise et de ceux fabriqués suivant l'ancien procédé, avec des fontes blanches au charbon de bois, est donc le double de celle qui existe entre la valeur de ces fontes et la valeur du *fine-metal*. En outre, nous ferons remarquer que la main-d'œuvre pour la fabrication du fer forgé ne peut guère varier, tandis que le prix de la main-d'œuvre du fer laminé baissera nécessairement.

La cause principale de cette énorme différence est l'emploi des fourneaux à réverbère et des cylindres, qui, dans le même temps et avec le même nombre d'ouvriers, produisent une beaucoup plus grande quantité de fer que ne peuvent le faire nos anciennes forges.

Les fers provenant entièrement d'opérations où le charbon de bois a été le seul combustible employé, sont, en général, de meilleure qualité que les fers à la houille. Au prix où les fers paraissent devoir rester long-temps encore en France, la consommation de ce produit restera bien au-dessous de celle de la Grande-Bretagne, et la nature même des ouvrages auxquels ce métal sera employé, fera rechercher les fers de bonne qualité. Ceux qui proviennent des puddlages de la fonte au bois rem-

plissent, le plus souvent, toutes les conditions que le commerce exige.

L'avenir le plus prochain et le plus avantageux des usines à fer en France, serait dans la destruction d'une grande partie des anciens feux d'affinerie et leur remplacement par des forges anglaises, établies sur les bassins houillers, voisins des canaux, des rivières ou des chemins de fer.

La destruction d'une partie des foyers d'affinerie permettrait de doubler la production de la fonte au bois. En effet, la consommation de charbon de bois pour fabriquer 1 tonne de fonte, est à peine de 7 mètres cubes; elle est de 9 mètres pour fabriquer 1 tonne de fer. Il faut ajouter à ces consommations 2,30 mètres cubes pour le déchet fait sur la fonte dans l'affinage. Ainsi, sur 18 à 19 mètres cubes de charbon de bois, employés à fabriquer 1000 kilogrammes de fer, on réserverait la moitié de ce combustible en adoptant l'affinage anglais.

Enfin, l'établissement de forges anglaises en France, et l'exploitation des mines de houille, amèneront nécessairement une baisse dans le prix des bois, et par suite la substitution des fontes au bois aux fontes au coke dans ces établissemens, offrira de nouveaux avantages.

que nous
en Angleterre
jusqu'à quel
mêmes en An-
de transport
du continent
des avantages avec
les longues de la
d'un droit

débit de ces produits, les maîtres de forges anglais, ou du moins ceux du Staffordshire, pussent, tout en remettant en activité leurs usines aujourd'hui arrêtées, supporter encore une baisse de quelque importance dans le prix de vente. Il n'en serait peut-être pas de même dans le pays de Galles.

Nous avons déjà dit que dans l'introduction du procédé anglais en France, il serait à propos de donner d'abord la préférence à l'emploi de la houille dans l'affinage du fer, et de réserver par ce moyen le charbon de bois pour produire de la fonte.

Malgré le capital énorme que nécessitent l'érection et le roulement d'une forge à l'anglaise, l'établissement d'usines de ce genre apporte une économie considérable dans la transformation de la fonte en fer. Cette vérité, émise depuis longtemps par le conseil-général des Mines, a déjà été sentie par beaucoup de maîtres de forges, qui, depuis 1814, ont naturalisé cette industrie en France. Espérons qu'elle sera bientôt reconnue universellement, et que la substitution de fours à réverbère chauffés avec de la houille, à nos forges actuelles, devenant générale, la plus grande partie de l'immense quantité de charbon de bois que celles-ci consomment aujourd'hui, pourra être consacrée à la production de la fonte, dont l'accroissement devra doubler. Nous serions heureux si nous pouvions penser que notre tra-

vail contribuera pour quelque chose à l'introduction des améliorations que réclame chez nous cette branche d'industrie.

AFFINAGE DE LA FONTE AU BOIS DANS LE FOUR A RÉVERBÈRE, ET AFFINAGE CHAMPENOIS A LA HOUILLE.

Quelques détails sur les essais que l'on a faits pour affiner la fonte dans le four à réverbère, avec d'autres combustibles que la houille, ou avec la houille par un nouveau procédé, ne seront sans doute pas déplacés après la description que nous venons de donner des procédés que l'on suit en Angleterre. Les renseignemens sur le puddlage au bois nous ont été communiqués, avec une extrême complaisance, par M. Maître Humbert, l'un des plus habiles maîtres de forges de la Côte-d'Or. Les articles concernant le puddlage à la tourbe et le puddlage à l'anthracite, sont extraits des *Annales des Mines.*

Affinage au bois.

Les expériences sur le puddlage au bois, dont nous allons parler, ont eu lieu en 1824, à la forge anglaise de Chatillon-sur-Seine.

Le four à puddler qu'on employait, avait des dimensions peu différentes de celles du four ordinaire. La chauffe était seulement un peu plus profonde, et le flux plus étroit.

Voici les principales dimensions de ce four :

Grille.	Longueur....	1^m
	Largeur.....	0,94
	Hauteur.....	0,81 depuis la traverse supportant la grille jusqu'à la voûte.

Four.	Longueur du pont au flux..............	1^m,94
	Largeur au pont....................	0,94
	Largeur au milieu, vis-à-vis la porte de travail..........................	1,24
	Largeur au flux...................	0,28
Hauteur de la voûte.	Près du pont......................	0,66
	Vis-à-vis la porte de travail............	0,61
	Au flux..........................	1,15

Hauteur du seuil de la porte de travail au-dessus de la sole..................................	0,15
Hauteur du pont au-dessus du seuil de la porte de travail..................................	0,15

La hauteur du réverbère du flux était de 0^m,04, en contre-bas du seuil de la porte de travail.

Opération.

L'opération était conduite comme celle du puddlage à la houille; la durée était à peu près la même.

Charge et déchet.

La charge était de 175 kilogrammes de fonte, fabriquée au charbon de bois; on retirait 152^{kil},20 de fer puddlé : le déchet de la fonte était donc de 15 p. 100 du fer obtenu.

Qualité du fer.

La qualité du fer était la même que celle du métal provenant du travail à la houille.

Consommation en combustibles.

On consommait 32,87 pieds cubes de bois (*charbonnette* de toute essence) par opération, ou 216 pieds cubes (7,50 mètres cubes) pour fabriquer 1000 kilogrammes de fer.

Lorsqu'on emploie du bois sec, la consommation est beaucoup moindre; elle n'a été que de 5 $\frac{1}{2}$ mètres cubes pour 1000 de fer, dans des expériences sur le puddlage au bois, que M. Roche a publiées dans le n° 1 de la *Correspondance des élèves mineurs de Saint-Étienne*. Cet ingénieur ne dit pas avoir eu le soin de faire dessécher le bois qu'il a employé dans ses expériences; mais nous pouvons présumer qu'il avait pris cette précaution.

On ne pouvait prévoir, par le calcul, le résultat donné par les expériences faites à Chatillon. En effet, le pouvoir calorifique de la houille étant représenté par 80, celui du bois, lorsqu'il contient $\frac{20}{100}$ d'eau, l'est par 38,41 (1); c'est environ la moitié du pouvoir calorifique de la houille. Il faudra donc, la durée de l'opération étant la même dans les deux cas, une quantité de bois pesant le double de la houille ordinairement employée. Or, on consomme 1000 kilogrammes de houille pour fabriquer 1000 kilogrammes de fer puddlé; on brûlerait donc, pour la même opération, 2000 kilogrammes de bois, contenant

---

(1) *Voyez* le résumé des leçons de M. Clément, publié dans le *Producteur*, en 1837.

$\frac{10}{100}$ d'eau ou 6,66 mètres cubes. Si l'on appliquait le même calcul au bois sec, dont le pouvoir calorifique est représenté par 48,88, on trouverait encore que la consommation serait de 6 à 7 mètres, résultat inexact, d'après les expériences de M. Roche.

Mais il faut observer qu'en ne tenant compte que des pouvoirs calorifiques des combustibles, les résultats du calcul seront le plus souvent inexacts. En effet, lorsqu'un corps est en combustion, la chaleur se dissipe de deux manières différentes : 1°. par le courant d'air, qui se forme naturellement; 2°. par le rayonnement. Nous ne connaissons pas d'expériences sur le rayonnement de la houille et du bois, qui puissent donner un moyen de comparer complétement l'effet que ces deux combustibles doivent produire; mais il résulte des travaux de M. Péclet, que la déperdition par le rayonnement est beaucoup plus considérable qu'on ne l'avait cru jusqu'à présent : elle serait, pour le bois de hêtre, égale au quart de la chaleur totale dégagée; aux $\frac{2}{5}$ pour le charbon de bois, et supérieure à ce nombre pour la houille. Or, dans un fourneau à réverbère, une assez grande quantité de chaleur doit se perdre par le rayonnement au-dessous de la grille. Cette perte doit donc être proportionnellement plus grande pour la houille que pour le bois.

Revenons maintenant aux expériences faites à Châtillon-sur-Seine. L'habileté que les ouvriers

acquerraient bientôt, diminuerait encore la consommation de combustible indiquée par ces expériences; car les mêmes ouvriers qui, en 1824, brûlaient 15 hectolitres de houille pour fabriquer 1000 kilogrammes de fer puddlé, n'en brûlent pas 10 aujourd'hui. Nous admettrons donc que, dans le puddlage au bois, la consommation peut être réduite à 4 mètres cubes pour 1000 kilogrammes de fer puddlé.

On pourrait penser que les bois durs seraient préférables aux bois blancs pour le puddlage. Il paraît que celui de toute essence conviendrait, si l'on avait soin de le dessécher. Le bois blanc donne même une flamme plus vive que l'autre, et présenterait plus d'avantages si l'on mesurait ce combustible au poids.

Malgré les avantages que ce procédé semblait offrir, on l'a cependant abandonné après trois ou quatre mois de travail.

Nous allons voir quels en sont les inconvéniens : comparons-le d'abord au procédé d'affinage à la houille.

Comparaison de l'affinage au bois à l'affinage à la houille.

Un four pouvant faire, en six mois, 300,000 kilogrammes de fer, exigerait un hangar de 1200 mètres cubes de capacité, pour abriter le combustible qui lui serait nécessaire pour ces six mois seulement..

Il faudrait opérer la dessiccation presque complète du bois. On pourrait y parvenir, peut-être, dans certaines années de sécheresse, en ex-

posant le bois en plein air aux rayons du soleil; mais quand viendrait le moment de le rentrer, on ne se procurerait que difficilement le nombre de voituriers et de manœuvres que ce travail exigerait. Dans les années pluvieuses, le procédé ne pourrait plus être suivi; il faudrait alors des appareils et du combustible pour la dessiccation du bois.

On peut calculer approximativement la quantité de bois que cette opération exigerait. Admettons que le bois contienne 20 p. 100 d'eau, qu'un kilogramme de ce bois est capable de fondre 38k,41 de glace, et de donner 2881 calories (1); enfin, que le mètre cube de bois pèse 300 kilogrammes. La quantité d'eau contenue dans 1 mètre cube sera de 60 kilogrammes, qui demanderont 39000 calories pour être réduits en vapeur, ou 14 kilogrammes de bois. Supposons que la perte de chaleur par les appareils soit la moitié de la chaleur totale développée, il faudra, pour produire la dessiccation d'un mètre cube de bois, 28 kilogrammes de ce combustible, ou environ le dixième de celui qui est à dessécher.

On a essayé d'employer la chaleur dégagée par les rampans de dessiccation; à chauffer des étuves on n'a pas desséché par ce moyen plus de la cinquième partie du bois nécessaire au puddlage.

---

(1) *Voyez* la note précédente.

La chaleur se propageant mal, la dessiccation offre beaucoup de difficultés.

De ce qui précède, il faut donc conclure que le puddlage au bois ne pourrait l'emporter sur l'affinage à la houille, que dans des localités très éloignées des mines de ce combustible, et très voisines des forêts.

En pareilles circonstances, on trouverait peut-être du profit à remplacer deux feux d'affinerie au charbon de bois par un fourneau de puddlage; on cinglerait les lopins, qui seraient ensuite chauffés dans des foyers ordinaires au charbon de bois.

La charbonnette serait empilée à l'air comme sur les chantiers, et le travail de chaque jour exigerait une étuve qui pût dessécher 12 à 15 mètres cubes de bois en vingt-quatre heures.

En effet, nous avons dit que la consommation de bois pour produire 1000 kilogrammes de fer puddlé, pouvait se réduire à 4 mètres cubes. On calcule que le charbon brûlé dans un four d'affinerie pour fabriquer la même quantité de métal, est de 8 à 9 mètres cubes, et provient de la carbonisation de 26 à 27 mètres cubes de bois. A la vérité, le fer puddlé doit encore être chauffé et laminé une fois; mais cette opération exigeant moins de combustible, quoiqu'une chaleur plus vive que le puddlage, le puddlage au bois offrirait, dans tous les cas, au moins un tiers d'économie sur le combustible, même en y ajoutant

ou 6,66 mètres cubes. Si l'on appliquait calcul au bois sec, dont le pouvoir ca- est représenté par 48,88, on trouverait que la consommation serait de 6 à 7 mè- sultat inexact, d'après les expériences de le.

il faut observer qu'en ne tenant compte pouvoirs calorifiques des combustibles, ultats du calcul seront le plus souvent s. En effet, lorsqu'un corps est en com- , la chaleur se dissipe de deux manières ntes : 1°. par le courant d'air, qui se forme llement; 2°. par le rayonnement. Nous ne issons pas d'expériences sur le rayonnement houille et du bois, qui puissent donner un n de comparer complétement l'effet que ces combustibles doivent produire; mais il ré- des travaux de M. Péclet, que la déperdi- par le rayonnement est beaucoup plus con- able qu'on ne l'avait cru jusqu'à présent : serait, pour le bois de hêtre, égale au quart chaleur totale dégagée; aux $\frac{2}{5}$ pour le char- de bois, et supérieure à ce nombre pour la aille. Or, dans un fourneau à réverbère, une ez grande quantité de chaleur doit se perdre r le rayonnement au-dessous de la grille. Cette rte doit donc être proportionnellement plus rande pour la houille que pour le bois.

Revenons maintenant aux expériences faites à Châtillon-sur-Seine. L'habileté que les ouvriers

La sole des fours est en fonte. Les cheminées sont très élevées; elles ont 14 à 15 mètres. Pendant tout le travail, le registre est presque toujours très bas.

La charge d'un four est ordinairement de 200 kilogrammes, et l'on fait huit charges en douze heures. On est parvenu quelquefois à en faire jusqu'à 11, et même 13; mais on a reconnu alors que les déchets étaient plus considérables, et que le fer était moins bon.

Le réchauffage des lopins ou massiaux se fait dans un petit foyer de $0^{m},50$ de côté, peu différent d'une chaufferie au charbon de bois, et exigeant à peu près la même quantité de vent. Ce foyer est fermé de trois côtés et couvert d'une petite voûte; la cheminée est placée sur le côté, et l'on pratique entre elle et le foyer un petit compartiment voûté, dans lequel passe la flamme, et où l'on commence à réchauffer les lopins qui doivent être travaillés dans l'opération suivante.

Un foyer contient ordinairement quatre massiaux; ils sont étirés sous des marteaux à drôme du poids de 200 à 350 kilogrammes, et sous des martinets de 50 à 100 kilogrammes.

Consommation. 1100 kilogrammes de fonte donnent 1000 kilogrammes de fer en massiaux, et consomment 600 kilogrammes de bonne houille gailleteuse.

Il faut moyennement 1250 kilogrammes de massiaux pour obtenir 1000 kilogrammes de fer en barres de gros échantillons; on brûle 800 ki-

ou 6,66 mètres cubes. Si l'on appliquait calcul au bois sec, dont le pouvoir ca- est représenté par 48,88, on trouverait que la consommation serait de 6 à 7 mè- sultat inexact, d'après les expériences de ne.

il faut observer qu'en ne tenant compte s pouvoirs calorifiques des combustibles, sultats du calcul seront le plus souvent ts. En effet, lorsqu'un corps est en com- n, la chaleur se dissipe de deux manières ntes : 1°. par le courant d'air, qui se forme llement; 2°. par le rayonnement. Nous ne issons pas d'expériences sur le rayonnement houille et du bois, qui puissent donner un n de comparer complétement l'effet que ces r combustibles doivent produire; mais il ré- des travaux de M. Péclet, que la déperdi- par le rayonnement est beaucoup plus con- rable qu'on ne l'avait cru jusqu'à présent : serait, pour le bois de hêtre, égale au quart a chaleur totale dégagée; aux $\frac{2}{5}$ pour le char- n de bois, et supérieure à ce nombre pour la ille. Or, dans un fourneau à réverbère, une sez grande quantité de chaleur doit se perdre r le rayonnement au-dessous de la grille. Cette rte doit donc être proportionnellement plus grande pour la houille que pour le bois.

Revenons maintenant aux expériences faites à Châtillon-sur-Seine. L'habileté que les ouvriers

Produits. Les produits de ces usines sont quelquefois considérables; un établissement consistant en deux fours à puddler, deux chaufferies, trois marteaux à drôme et un petit martinet, peut fabriquer en un mois 200 000 kilogrammes de fer fini de gros échantillons.

L'avantage que ce procédé présente, est de n'exiger que très peu de frais d'établissement; mais il parait que, jusqu'à présent, il n'a donné qu'un fer de qualité médiocre.

Il vaudrait mieux réchauffer le métal hors du contact de la houille. En effet, pour peu qu'elle soit pyriteuse, et c'est le cas le plus ordinaire, on doit obtenir un fer cassant à chaud. Ne serait-il pas plus avantageux de cingler les lopins en plaques un peu minces, et de les réchauffer avec le coke dans un four semblable à celui que nous avons décrit plus haut? A la vérité, on consommerait plus de combustible, mais la qualité du fer serait bien meilleure.

FABRICATION

DES RAILS

A L'USINE DE DECAZEVILLE (1).

On fabrique en ce moment, à Decazeville, les rails du chemin de fer de Paris à Saint-Germain. Cette fabrication ne diffère du fer laminé ordinaire, que par la manière dont on fait les paquets, que l'on réchauffe, et par la forme qu'on leur fait prendre sous les cylindres.

Les fours à réchauffer sont les mêmes, et diffèrent peu des fours à puddler : leur sole est plane et un peu inclinée du côté opposé à la chauffe, de manière à procurer aux scories un écoulement naturel; ces scories sortent du fourneau par un orifice qui se trouve au bout de la sole. Chaque four de chaufferie occupe un maître et un aide; enfin, la sole est recouverte d'une couche de sable, sur laquelle on place les paquets à réchauffer. Il y a cinq de ces fours employés à la fabrication des rails.

La fig. 10, Pl. VII, fait voir la manière dont sont composés les paquets destinés à faire les rails. Composition des paquets pour faire les rails.

On pose d'abord l'une à côté de l'autre deux

---

(1) Extrait d'un Mémoire de M. Comte, élève ingénieur des Mines, sur l'usine de Decazeville.

barres de 36 lignes de largeur; elles forment la base du paquet, qui a par conséquent 72 lignes de largeur totale; la seconde assise est formée par trois barres, l'une de 36 lignes, les deux autres de 18 chacune : la première de ces trois barres est posée sur le joint formé par celles de la première assise; les deux autres sont placées latéralement; par-dessus on superpose successivement trois assises de deux barres, ayant chacune 36 lignes de largeur, puis trois barres comme la seconde rangée, et enfin, deux barres de 36 lignes, comme à la première.

Qualité du fer employé.

Le fer qui compose les différentes assises, n'est pas d'une qualité uniforme : ainsi, les couvertures A sont faites avec le meilleur fer ballé, c'est-à-dire du fer fait au coke et avec de bons minerais. Ces couvertures sont en effet très importantes, car c'est d'elles que dépend en grande partie la qualité extérieure du rail. Les assises qui suivent immédiatement les couvertures, sont composées ainsi qu'il suit : les barres extérieures B sont en fer ballé, fabriqué avec la fonte brute de Firmy; celles intérieures sont en fer simplement puddlé, et provenant aussi de la fonte de Firmy. Les assises C sont en fer n° 1, fabriqué avec du *fine-metal*. Enfin, l'assise D est en fer n° 1, provenant de minerais houillers.

Chaque paquet ainsi composé a $0^m,90$ de longueur; sa section est carrée, et elle a $0^m,17$ ou 72 lignes de côté. D'après les conditions du mar-

ché fait avec la compagnie du chemin de fer, chaque rail doit avoir environ 4^{m},50 de long, et peser à peu près 135 kilogrammes ; le poids du paquet destiné à le former est de 160 kilogrammes ; il est calculé de manière qu'en défalquant le déchet qui se produit dans le fourneau de chaufferie, et le poids des bouts recoupés, le poids du rail satisfasse aux conditions du marché.

Une fois que les paquets de rails sont disposés, on les porte devant les fours. Quand la sole est bonne, on met à la fois trois paquets dans un four, pour une même chaude ; dans le cas contraire, on n'en met que deux. Ces paquets sont échauffés au blanc soudant ; chaque chaude dure 1 heure $\frac{1}{2}$, par conséquent chaque four en fait huit dans une tournée de douze heures, et pendant ce temps on fait quatre-vingt-six rails. Opération.

Quand une chaude est terminée, les paquets ayant atteint le degré de chaleur convenable, on amène devant la porte de travail du fourneau, un petit chariot en fer. On saisit un paquet avec des pinces ; et on le fait tomber sur ce chariot, qu'on traîne alors vers les cylindres. Ces cylindres sont de deux sortes : il y a les dégrossisseurs et les finisseurs.

Le paquet est d'abord amené devant la cannelure A des cylindres dégrossisseurs ; comme il est assez volumineux, on éprouve souvent assez de difficulté pour l'y faire passer ; voici comment on s'y prend : la hauteur du chariot est telle, que le

paquet qui y est placé se trouve exactement à la hauteur de la cannelure A au-dessus du sol. L'ouvrier qui pousse le chariot se place à quelque distance, de manière à prendre un certain élan; puis communiquant une impulsion au chariot, et par suite au paquet, il le pousse violemment contre la cannelure. Au moment où le paquet commence à passer entre les cylindres, des ouvriers jettent du sable sur sa surface. Les cylindres sont eux-mêmes entorrillés circulairement, de manière à les faire mordre plus facilement. Malgré toutes ces précautions, il faut quelquefois s'y prendre à plusieurs fois, pour déterminer le passage du paquet dans la cannelure A. On le fait passer trois fois dans cette cannelure, puis ensuite une fois dans la cannelure B, et enfin deux fois dans celle C.

Après cette opération, le rail est porté aux cylindres finisseurs, qui sont munis de six cannelures; mais les deux dernières sont les mêmes, et peuvent servir indifféremment pour le même usage; ce sont elles qui donnent aux rails leur forme définitive : on en a deux semblables par précaution, pour le cas où l'une d'elles viendrait à être mise hors d'usage. Le paquet amené devant les cylindres finisseurs, passe successivement une fois dans chacune des quatre premières cannelures, et deux fois dans l'une des deux dernières. Au sortir de la dernière cannelure, le rail a la forme qu'il doit conserver; on le reçoit sur un petit chariot, et

on le transporte sur une table, où des enfans le redressent à coups de masse. Quand le rail est redressé, il est encore assez chaud pour qu'un de ses bouts puisse être coupé à la scie.

La scie dont on se sert est circulaire; son centre restant fixe, on lui imprime un mouvement de rotation sur son axe, au moyen d'une griffe d'embrayage montée sur l'axe du volant de la machine à vapeur qui fait mouvoir les cylindres de laminage, ceux pour les rails, etc. Le rail est placé sur un chariot mobile dans des coulisses, lequel est mis en mouvement au moyen d'une vis et d'une manivelle. Le rail est placé sur ce chariot, et appuyé dans toute sa longueur contre un rebord. En tournant la vis, le chariot et le rail s'approchent de la scie, qui entame le rail aussitôt qu'il la touche, car il ne peut reculer.

On coupe ainsi très facilement une des extrémités du rail; mais avec la scie telle qu'elle est disposée, on ne peut couper de la même manière la seconde extrémité, car il faudrait retourner le rail; cette manœuvre prendrait du temps, et le rail ne serait plus assez chaud. On est donc obligé de recourir à un autre moyen pour couper cette deuxième extrémité. Voici la méthode que l'on suit:

Le bout à couper est échauffé dans un petit fourneau particulier, qui n'a de porte que celle de la chauffe, mais qui est percé de quatre ouvertures ayant la forme de la section d'un rail: on fait pé-

nétrer dans cette ouverture l'extrémité que l'on veut couper, et elle y est échauffée par la flamme de la grille. On place ensuite cette extrémité dans un étau dont les mâchoires ont exactement la forme du rail; l'autre extrémité est posée sur un support et appuyée contre un arrêt, dont l'effet est de faire couper le rail à la longueur voulue. Enfin, on opère la section du rail à la tranche et à coups de masse.

Le rail est alors terminé; il est visité par un ingénieur envoyé à Decazeville par la compagnie du chemin de fer. La moindre gerçure, le moindre défaut, le fait rejeter, à moins que ce défaut ne se trouve près de l'une des extrémités; auquel cas on peut recouper le rail à la tranche, sans toutefois en trop diminuer la longueur.

Cette manière de couper à la tranche est fort désavantageuse, et occasione fréquemment des rebuts. Aussi se propose-t-on de monter une scie double, de manière à couper à la fois, et par le même moyen, les deux extrémités. Les fig. 11 et 12, Pl. VII, représentent la coupe d'un rail et la manière dont il est assujéti, par un coin de bois, dans son sabot.

La fabrication des rails se fait, à Decazeville, à l'entreprise. On fournit cinq fours pour le chauffage. On donne 60 c. pour les barres reçues, 20 c. pour celles qui sont refusées : on ne donne rien pour celles qui sont tout-à-fait manquées, qui ne sont même pas présentées à l'ingénieur. Le lami-

nage est aussi à l'entreprise, et se paie comme le chauffage.

On donne 25 c. par chaque rail, pour le dressage, le sciage et le transport au fourneau où l'on échauffe la deuxième extrémité.

Enfin, on donne 20 c. par bout coupé à la tranche, et s'il y a des rails à recouper, l'entrepreneur en supporte les frais.

En général, les rails de Decazeville sont très beaux, très bien fabriqués, et en usant de toute la sévérité possible, on n'en rebute que huit ou dix sur cent. Ils peuvent supporter, sans se rompre, un poids de 22 à 23 tonnes; mais alors leur limite d'élasticité est dépassée, et ils gardent, après l'expérience, une courbure sensible. En les chargeant de 12 à 13 tonnes, ils conservent leur élasticité, et reprennent après l'expérience la même forme qu'avant.

Le prix de vente des rails est de 345 fr. la tonne, et le transport se fait aux frais de la compagnie du chemin de fer.

FABRICATION

DE

L'ÉTAIN ET DU CUIVRE

EN ANGLETERRE.

DU GISEMENT, DE L'EXPLOITATION ET DU TRAITEMENT DES MINERAIS D'ÉTAIN ET DE CUIVRE DU CORNOUAILLES.

INTRODUCTION.

Les Iles Britanniques versent dans le commerce plus d'étain et de cuivre qu'aucun autre état de l'Europe. La presqu'île du Cornouailles est le seul point de ces îles où l'on exploite le premier de ces métaux ; c'est également ce comté qui fournit la presque totalité (sept huitièmes environ) du cuivre que produit ce royaume : aussi ses nombreuses exploitations le mettent-elles au premier rang des contrées de l'Europe qui doivent leur prospérité à la richesse minérale de leur sol. Les mines de ce pays sont en outre célèbres par la puissance des moyens mécaniques qu'on y emploie. Ces motifs nous ont engagés à y faire une excursion, à la suite d'un voyage dont le but, beaucoup plus étendu, était une reconnaissance des terrains

décrits, classés et figurés avec tant de méthode et de précision par les géologues anglais (1).

D'après la grande richesse des mines du Cornouailles, et l'importance dont elles sont pour cette contrée, qu'elles ont élevée au-dessus du rang que lui assignaient son étendue, sa position géographique et la nature de son sol, on doit naturellement s'attendre à voir l'exploitation de ces mines portée à un haut degré de perfection ; elles sont en effet très bien conduites, et les découvertes scientifiques et techniques les plus récentes, y sont mises à profit avec intelligence.

Cependant le Cornouailles n'a pas contribué autant que d'autres contrées, moins riches qu'elle en substances exploitables, aux progrès que l'art des mines et les sciences qui s'y rapportent ont faits dans les derniers temps. Cela ne tiendrait-il pas à ce que les entreprises particulières qui couvrent ce pays, n'ont rien de commun les unes avec les autres, et n'ont pas encore donné naissance à ces institutions qui, dans d'autres contrées, sont destinées et servent, en effet, à encourager des travaux dont l'utilité est d'un ordre trop général pour qu'ils portent avec eux leur récompense ? Ce vide, au reste, semble devoir bientôt disparaître.

---

(1) M. Brochant de Villiers, inspecteur-divisionnaire au Corps royal des Mines, membre de l'Institut, avait été chargé de cette importante mission, dans laquelle nous avons été appelés à le seconder.

Une Société géologique, formée il y a quelques années à Penzance, a déjà, par ses travaux, jeté beaucoup de lumière sur la constitution minérale de ce pays, également intéressant pour les sciences et pour l'art des mines; et peut-être verra-t-on bientôt s'y élever une École des Mines digne d'être citée à côté des premières de l'Europe.

Il est difficile, en effet, de trouver une contrée plus apte à recevoir un établissement de ce genre. Il en existe peu où les richesses minérales soient exploitées avec autant d'activité qu'en Cornouailles, et aucune peut-être ne présente, dans une étendue égale, un aussi grand nombre de filons; il est en outre bien rare que les caractères de ces riches dépôts soient développés avec autant de netteté, et qu'ils soient aussi faciles à observer.

Cet avantage, qui rend le Cornouailles une contrée vraiment classique pour ceux qui étudient la géologie et l'art des mines, résulte de sa forme de presqu'île et des contours sinueux de ses côtes escarpées, qui offrent presque partout des coupes naturelles du sol. Toutes les fois que ces coupes se trouvent à peu de distance des districts à mines, elles mettent à découvert les filons qui y abondent, et permettant de vérifier et de compléter les observations faites dans les travaux souterrains, elles fournissent de nombreux moyens d'instruction, tant au mineur qu'au géologue.

Nous n'avons pu faire, dans le Cornouailles, qu'un séjour assez court, et si nous avons réussi,

en aussi peu de temps, à visiter les points les plus importans, et à nous former des notions assez complètes de l'ensemble, pour nous hasarder à les publier, nous le devons aux excellentes directions et à l'extrême complaisance de plusieurs personnes du pays, versées dans la connaissance de son sol et de ses mines. Nous sommes surtout infiniment redevables à MM. Carne et Boaze, de Penzance, dont les obligeantes et précieuses communications nous ont épargné bien des recherches, et ont beaucoup contribué à étendre le cercle de nos idées.

Nous avons aussi tiré de grands secours des Mémoires qui sont contenus dans les deux volumes de *Transactions*, publiés par la Société géologique du Cornouailles (1), et dans celles de la Société géologique de Londres.

L'excellente *Carte géologique* de l'Angleterre, par M. Greenough, nous a également fourni un grand nombre d'indications, qui nous ont été de la plus grande utilité pour diriger et coordonner nos observations.

---

(1) Nous sentons d'autant plus l'obligation de reconnaître ici que nous avons beaucoup profité de ce recueil, qu'ayant souvent réuni ensemble, dans cette notice, des indications extraites de plusieurs mémoires, ou les ayant fondues avec les résultats de nos propres observations, il ne nous a pas toujours été possible de citer les auteurs auxquels nous avons emprunté ces divers documens.

En relisant cette notice après sa première rédaction, nous avons pensé que nos lecteurs sentiraient aussi le besoin de consulter cette carte, pour suivre nos descriptions géologiques et reconnaître la position relative des mines et des districts de mines dont nous parlons; mais comme cette carte est peu répandue en France, nous nous sommes déterminés à joindre à notre travail une copie de l'extrémité sud-ouest du Cornouailles, qui comprend la partie la plus intéressante du pays que nous décrivons.

Enfin, nous emprunterons de nouveaux détails au travail fait, dans ces derniers temps, par M. de la Bèche.

C'est la réunion de ces divers matériaux, réunion dont nos propres observations ont été l'occasion et forment, pour ainsi dire, le cadre, que nous donnons au public, dans l'espérance d'attirer davantage l'attention sur une contrée si digne, à tous égards, de celle des personnes qui s'occupent spécialement de l'art des mines, et dont cependant aucune description de ce genre n'a encore paru.

Nous diviserons cette notice sur le Cornouailles en quatre parties. Division.

Dans la *première*, nous décrirons la constitution minérale du Cornouailles et du Devonshire, qui lui est adjacent, la nature des roches, les phénomènes géologiques qu'on y observe, et les carac-

tères de gisement des minerais métalliques qui y sont exploités.

La *deuxième* sera consacrée à faire connaître les différens modes d'exploitation que l'on emploie, suivant la nature du gisement.

La *troisième* aura pour objet la description de la *préparation mécanique* que l'on fait subir aux *minerais d'étain*, et leur *traitement métallurgique*, tel qu'il a lieu en Cornouailles.

Enfin, dans la *quatrième*, après avoir indiqué les différens gisemens du cuivre, tant en Angleterre qu'en Écosse et en Irlande, nous ferons connaître les diverses opérations de la *préparation mécanique* et du *traitement métallurgique* des *minerais de cuivre* du Cornouailles, suivant la méthode pratiquée dans le pays de Galles, où on les transporte au sortir des mines, à cause du bas prix du combustible dans cette dernière contrée.

PREMIÈRE PARTIE.

CONSTITUTION MINÉRALE ET GÎTES DE MINERAIS.

La presqu'île du Cornouailles présente deux terrains différens. L'un, qui occupe principalement son extrémité sud-ouest, est composé de granite et de roches schisteuses, et doit être rangé dans les terrains primitifs, ou du moins dans les terrains de transition les plus anciens; le second, qui forme le nord-est du Cornouailles, le nord du Devonshire et les parties de ces deux comtés qui avoisinent Plymouth, est un terrain de transition, composé principalement de grauwacke et de calcaire esquilleux alternant quelquefois ensemble; il présente beaucoup de points d'analogie avec les terrains de transition de la Bretagne, des Pyrénées et de la Tarentaise.

Les filons métallifères, si nombreux dans cette contrée, ne sont pas indistinctement distribués dans ces deux terrains. Nous avons donc pensé que pour atteindre le but principal que nous nous sommes proposé dans ce travail, qui est de faire connaître les gîtes des minerais métalliques, il convenait de donner d'abord un aperçu général sur cette partie sud-ouest de l'Angleterre, et de décrire ensuite avec détail le terrain métallifère

proprement dit, ainsi que les différentes manières d'être des métaux. Cette idée nous a conduits à diviser cette partie géologique de notre travail en quatre sections.

Dans la *première*, nous indiquerons la forme et la nature de la partie sud-ouest de l'Angleterre.

Dans la *deuxième*, nous nous occuperons spécialement de la constitution géologique du terrain métallifère, qui est composé de granite et de roches schisteuses.

Dans la *troisième*, nous développerons les rapports géologiques qui existent entre ces deux roches.

Enfin, la *quatrième* sera consacrée à la description des différens modes de gisement de l'étain et du cuivre.

I. *Idée générale du sol de la partie sud-ouest de l'Angleterre.*

Aspect du pays.

La partie de l'Angleterre située entre *Bridgewater*, *Tor-bay* et le cap *Land's-end*, qui comprend le comté de Cornouailles, la presque totalité de celui de *Devon* et la partie occidentale de celui de *Sommerset*, présente un terrain ondulé, composé de collines arrondies et de petits plateaux que séparent des vallées peu profondes. Son sol, assez ingrat, exposé de toutes parts aux influences de la mer, est peu favorable à l'agriculture et même à la végétation en général. On y voit des

étendues considérables sans culture et sans arbres, recouvertes seulement de bruyères, d'ajoncs, de tourbes, et de distance en distance, de pâturages peu productifs. Certains cantons dont la surface est plus inégale et plus élevée au-dessus de la mer que celle des cantons voisins, se font surtout remarquer par la stérilité de leur sol.

Ces divers districts élevés, composés de granites, forment, comme on le voit sur la carte, des espèces d'îlots, disposés à peu près sur une ligne droite, qui se dirige de l'ouest-sud-ouest à l'est-nord-est, depuis le district du *Land's-end* et même depuis les îles Sorlingues, jusqu'au Dartmoor-forest, et constituent ce qu'on appelle la *chaîne ochrinienne*. Ces montagnes non-seulement dominent les contrées environnantes, mais elles forment encore les sommités les plus élevées de ce pays, et sont situées sur une zone étroite de plus de 40 lieues de longueur. Nous en citerons quelques-unes, pour donner une idée de leur hauteur. Montagnes.

		pieds anglais.	mètres.
Hens-barrow-down....	Cornouailles.	1034	311
Brown-willy..........		1368	411
Kit-hill....		1067	320
Cowland-hillor Beacon..	Devonshire..	1792	530
Em-head.............		1131	340
Rippon-tor............		1549	466

Ces sommités ne trouvent de rivales dans cette partie de l'Angleterre, que dans les montagnes de

grauwacke du nord du Devonshire, et de l'est du Sommersetshire, dont plusieurs atteignent de 15 à 1700 pieds, et même au-delà.

Granite. Les sommets de ces montagnes granitiques sont généralement arrondis, et présentent, sur leurs pentes peu rapides ou au pied de leurs escarpemens, des réunions considérables de blocs de granite, qui font connaître d'avance la nature du terrain. Des fragmens plus ou moins gros de ce même granite, sont aussi épars dans le reste de ces cantons, où ils frappent peu la vue, étant à moitié cachés par la bruyère; mais on les voit reparaître dans toutes les portions un peu moins ingrates et qu'on a défrichées, parce qu'alors, pour en débarrasser les champs, on les a transportés à leurs limites et rangés en petits murs, qui leur servent de clôture.

Roches schisteuses. Leurs rapports généraux de position avec le granite. Les protubérances granitiques dont nous venons de parler forment comme autant de noyaux, autour desquels se groupent les roches qui constituent le reste du pays. Chaque protubérance granitique est environnée par une bande de schiste argileux, verdâtre, passant quelquefois au schiste talqueux ou au schiste amphibolique. Les couches de ce schiste plongent dans le même sens que la surface extérieure des masses granitiques, sur laquelle elles paraissent s'appuyer. Ces roches schisteuses constituent des régions plus basses, plus unies et moins incultes. La surface du sol, couverte d'une certaine épaisseur de terre végétale,

ne présentant pas de blocs épars, et rarement des rochers saillans, on n'aurait aucune idée de la nature des roches qui le composent, si les escarpemens naturels que présentent les côtes, les bords des rivières, les ravins et les coupures artificielles, ne faisaient connaître que ces roches sont généralement schisteuses.

Les cantons les plus fertiles sont, en général, ceux qui avoisinent la ligne de jonction des roches schisteuses avec le granite, et où la terre végétale est formée des débris mélangés des deux roches.

Grauwacke et calcaire.

A une distance plus ou moins grande du granite, ces schistes sont recouverts par des grauwackes communes et schisteuses, passant au schiste argileux, et contenant des couches subordonnées de calcaire. Ces couches constituent, presque à elles seules, le nord-est du Cornouailles, le nord du Devonshire, et les parties de ces deux comtés, qui avoisinent Plymouth; elles occupent en outre un espace d'une certaine étendue, dans le midi du Cornouailles, entre *Truro* et *Grampound*, où elles sont superposées les unes aux autres. On avait cru que ces roches étaient postérieures au véritable killas; mais M. de la Bêche a reconnu qu'une même couche pouvait présenter en un point les caractères du killas, et à une certaine distance l'apparence de la grauwacke; ainsi, la différence tiendrait à ce que les causes qui ont modifié la structure du schiste, ont irrégulièrement agi sur ses différentes parties. Ces roches s'étendent, au

midi, jusqu'à la mer, et au nord, jusqu'à Saint-Michel. Quelques lambeaux détachés de ce même système, s'observent jusqu'à Podstonet Tintagell-Castle. Dans les environs de ce dernier point, la grauwacke, très bien caractérisée, contient des impressions végétales. On n'a jamais indiqué ni cuivre ni étain dans la grauwacke. Les grands filons est et ouest, sur lesquels sont ouvertes presque toutes les mines du Cornouailles, paraissent se terminer à la hauteur de Truro, vers la limite occidentale du dépôt de grauwacke dont nous parlons. « Il paraît, dit M. Carne, que si, dans quelques points, les filons se prolongent dans la grauwacke, ils se divisent bientôt en petites branches et disparaissent; mais, continue-t-il, on n'a pu reconnaître clairement leur manière de se comporter dans cette circonstance, parce que le passage du vrai killas à la grauwacke est graduel et insensible. » A la hauteur de Grampound, c'est-à-dire vers la limite occidentale de la grauwacke, on voit les exploitations reparaître en même temps que le killas.

Ni cuivre, ni étain dans la grauwacke.

Plomb et antimoine dans la grauwacke.

Quoique la grauwacke soit dépourvue d'étain et de cuivre, elle n'est pas cependant entièrement stérile : il est en effet probable que les mines de plomb de Garras et de Pantin-glaze, et que le filon d'antimoine de Huel-boys sont dans cette roche.

Serpentine et euphotide.

Outre les roches que nous venons de citer, il existe aussi dans le Cornouailles des serpentines et des euphotides associées à des roches talqueuses

et amphiboliques. Ce système, qui compose la presqu'île à l'extrémité de laquelle se trouve le cap Lizard, n'a présenté jusqu'ici aucun gîte de minerai exploitable.

En terminant cet aperçu général de la constitution géologique du Cornouailles, nous ferons remarquer que cette province anglaise présente une foule de rapports avec la Bretagne, tant par la nature et les autres caractères de son sol, composé aussi principalement de granite, de roches schisteuses et de grauwacke, que par sa position géographique à l'entrée du détroit de la Manche. Analogie avec la Bretagne.

Cette ressemblance existe également dans la sinuosité et la disposition des côtes des deux pays, lesquelles, présentant des havres excellens, ont donné lieu de part et d'autre à l'établissement de plusieurs ports militaires importans, qui ont été pour les contrées environnantes une source de prospérité.

Néanmoins, sous le rapport des avantages dus à la nature du sol, le Cornouailles est bien plus favorisé. Ses nombreuses mines d'étain et de cuivre ont formé des centres d'activité et d'industrie qui manquent à la Bretagne, où l'on n'a jusqu'à présent reconnu que de faibles indices d'une richesse souterraine analogue.

Les travaux des mines, le mouvement qu'elles font naître, interrompent en Cornouailles la monotonie du tableau que présente un pays presque isolé, peu fertile et incomplétement cultivé, et

lorsque le voyageur approche des cantons où l'on exploite les mines, il est averti de loin de leur existence, par les monceaux de décombres qui couvrent le sol autour des orifices des puits, et par la fumée des machines à vapeur qui servent à élever les eaux et les matières extraites.

II. *Constitution géologique du terrain métallifère.*

Roches dans lesquelles existent l'étain et le cuivre.

Les dépôts d'étain et de cuivre existent dans le *granite* et dans les *roches schisteuses* qui l'entourent de tous côtés. Le premier de ces métaux se trouve aussi disséminé en stockwerks ou petits filons dans un *porphyre*, lequel forme, lui-même, au milieu des roches schisteuses et du granite, des filons proprement dits, très puissans, qui coupent quelquefois les filons métallifères, ou dérangent leur allure.

Il en résulte que les mineurs du Cornouailles travaillent toujours, soit dans le *granite*, soit dans le *schiste argileux* verdâtre, soit dans le *porphyre* : aussi leur langage technique ne présente que trois noms de roches, qui sont *growan*, *killas* et *elvan*.

Définition des noms de growan, de killas et d'elvan.

Le nom de *growan* est employé pour désigner les roches granitoïdes, soit intactes ou dans leur état naturel de solidité, soit décomposées.

On appelle *killas* toutes les roches schisteuses en général, et plus particulièrement le schiste argileux verdâtre, dans lequel sont ouvertes les plus riches exploitations de cuivre et d'étain.

Enfin, le nom d'*elvan* comprend en général les masses étrangères qui se rencontrent dans le granite ou le schiste argileux, et qui dérangent soit les allures des filons, soit même seulement la stratification de la roche. Il a par suite été appliqué à des roches de nature et de gisement très divers, telles que du granite d'une composition et d'un grain différens de ceux du granite qui les encaisse, et à des masses de roches chloritiques, quartzeuses et quartzo-chloritiques très dures; mais il se rapporte, dans le plus grand nombre de cas, à des porphyres feldspathiques qui constituent des filons bien prononcés.

Description de l'elvan. Porphyre feldspathique.

La pâte et la plupart des cristaux de ces porphyres sont toujours de feldspath; on y voit aussi très souvent des grains presque amorphes de quartz hyalin et de petits amas rayonnés, ou des cristaux imparfaits d'amphibole, d'un vert sombre. La pâte feldspathique est ordinairement d'un rouge ou d'un bleu pâle et sale, souvent aussi jaunâtre; mais cette dernière couleur paraît due à la décomposition. Dans certaines parties de ces masses feldspathiques, les cristaux disparaissent et il ne reste qu'un feldspath compacte, rougeâtre, que les minéralogistes anglais appellent *hornstone-porphyry*, et qui paraît en effet se rapporter au *hornstein-porphyr* des minéralogistes de Freyberg.

Nous n'entrerons pas ici dans plus de détails sur l'*elvan*, dont nous aurons occasion de parler plus particulièrement, en décrivant les filons de

cette substance qui traversent le granite et le killas. Nous avons voulu seulement donner dès à présent une idée abrégée de ces porphyres, afin de ne pas interrompre ensuite la description des roches de granite et de killas qui forment essentiellement la masse principale du terrain.

Description du granite.

Le granite, qui forme, comme nous l'avons déjà indiqué (page 180), une suite de groupes de collines situées assez exactement sur une même ligne, dirigées de l'ouest-sud-ouest à l'est-nord-est, depuis le cap *Land's-end* jusqu'au Dartmoor-forest, présente peu de variété dans sa composition. Il est en général à gros grains et souvent porphyrique. Le feldspath est généralement d'un blanc sale ou d'un rose pâle; le quartz, qui est presque transparent, est d'un blanc grisâtre, et le mica passe, par des nuances insensibles, du noir au blanc. La proportion de ces trois élémens est variable, le feldspath domine ordinairement beaucoup; les cristaux de cette substance, qui donnent fréquemment au granite la structure porphyrique, sont souvent très larges, et présentent une teinte différente de celle des autres parties feldspathiques. Lorsque la roche reste long-temps exposée à l'air, ces cristaux finissent par s'en détacher par l'effet de la facile décomposition de la masse. Cette décomposition s'opère en effet avec tant de facilité, que les masses granitiques sont toujours décomposées jusqu'à plusieurs mètres de leur surface, excepté dans

les parties qui sont journellement baignées par les eaux. On profite de cette circonstance, soit pour y ouvrir des carrières de sable, soit pour y creuser des caves et même des habitations.

Sur plusieurs points, le granite du Cornouailles est extrêmement friable, par une raison indépendante de cette décomposition superficielle, c'est que tout son feldspath se trouve à l'état de kaolin. Cette substance argileuse est exploitée, aux environs de Saint-Austle, pour les fabriques de porcelaine du Staffordshire.

Si l'on fait abstraction des dépôts de minerais métalliques, la tourmaline est presque la seule substance étrangère que le granite du Cornouailles renferme d'une manière un peu abondante, encore est-il très rare de rencontrer ce minéral dans l'intérieur des masses granitiques. On ne le trouve ordinairement que disséminé ou tapissant des cavités dans les parties du granite qui avoisinent certains petits filons de quartz et de tourmaline, qui le traversent en grand nombre dans certains endroits. Minéraux accidentels. Tourmaline.

Le granite renferme aussi sur quelques points du Cornouailles des cristaux de pinite. Pinite.

On y a même trouvé quelquefois de l'émeraude. Émeraude.

La présence de ces divers minéraux, jointe à celle du kaolin, forme un point de rapprochement entre le granite du Cornouailles, et celui de certaines parties du centre de la France et de la Rapports avec quelques granites de France.

Normandie; mais on doit surtout remarquer la ressemblance du granite ordinaire du Cornouailles avec celui de Cherbourg, qui, comme lui, se trouve en contact avec un schiste talqueux vert.

Aucune stratification.

On n'a observé dans le granite du Cornouailles aucune stratification. Quelquefois, à la vérité, il présente une structure tabulaire, dont on voit des exemples remarquables au mont Saint-Michel près de Penzance, au Cap-Cornwall, dans les carrières de Saint-Just, etc.; avec un peu d'attention on reconnaît aisément que cette structure n'est pas le résultat d'une stratification du granite, mais d'un fendillement qu'il a éprouvé et qui a été rendu plus sensible par la décomposition : on n'aperçoit cette structure que dans le granite exposé à l'action de l'air; jamais on ne l'observe dans la profondeur ni dans les falaises, où le granite est surmonté par des roches schisteuses. Elle provient aussi fréquemment de la destruction de petits filons qui traversaient le granite (1): c'est ce qui a lieu, par exemple, dans toute la partie ouest du Mont Saint-Michel, qui est tra-

(1) M. C. Prevost a cru remarquer, au Land's-end, que l'apparence de stratification indiquée par des fissures, coïncide avec un changement de structure dans le granite; c'est-à-dire que les lignes de séparation paraissent exister entre du granite à très gros cristaux de feldspath blanc et du granite à grains fins, dont le feldspath est rosé. Cette observation a paru, à M. Prevost, s'accorder avec ce qu'il

versée par un très grand nombre de petits filons verticaux de quartz, lesquels ont été dégradés, jusqu'à une assez grande profondeur, par l'action atmosphérique.

Aucune couche subordonnée, aucun passage.

On ne connaît dans le granite du Cornouailles aucune couche subordonnée proprement dite, et on ne cite qu'un très petit nombre d'exemples d'alternances entre cette roche et les roches schisteuses qui l'avoisinent; encore est-il très douteux que ce soient de véritables alternances dans le sens ordinaire de ce mot. On ne connaît pas non plus de point dans lequel on voie un passage minéralogique gradué du granite aux roches schisteuses qui s'appuient sur les flancs des protubérances qu'il forme. Nous reviendrons sur ce sujet en parlant des phénomènes très remarquables qui s'observent près du point de contact des roches granitiques et schisteuses.

Description du killas.

Le killas proprement dit est un schiste argileux verdâtre, qui ne peut se confondre avec la grauwacke dont la cassure est terreuse.

---

avait remarqué en France et dans plusieurs localités du Cotentin, et notamment dans la falaise du port de Dielette. Dans ce dernier endroit, il a distingué au moins sept bancs puissans de granites différens par la structure, la couleur, et le plus ou moins de rapprochement avec le porphyre. Ces bancs sont inclinés sous un angle de 45 à 50° au nord-ouest, et dirigés du sud-ouest au nord-est, direction générale des couches.

Variété la plus commune de killas.

La variété la plus commune du *killas* est un schiste argileux, médiocrement dur, assez fissile, à feuillets le plus souvent plans, quelquefois contournés, souvent un peu luisans à la surface. La couleur varie du vert d'herbe clair au gris verdâtre et au gris bleuâtre; quelquefois il passe au schiste talqueux, présente des noyaux de quartz blanc, il rappelle alors le schiste talqueux le plus ordinaire des Alpes; quelquefois aussi il passe à l'amphibole schisteux d'un vert sombre. En outre, il présente sur divers points, des masses d'un grunstein tantôt grenu, tantôt compacte, qui paraît y former des amas.

Variétés accidentelles.

En approchant des masses granitiques sur lesquelles il s'appuie, et vers lesquelles ses couches se relèvent, le schiste argileux devient généralement plus dur, moins fissile et beaucoup plus tenace. Il présente alors des variétés nombreuses, qui paraissent être des passages soit à l'amphibole schisteux, soit à une roche feldspathique, tantôt compacte, tantôt schisteuse et micacée, soit même à une espèce de gneiss.

III. *Rapports géologiques entre le granite et le killas.*

Le killas enveloppe presque de toutes parts les protubérances granitiques, dont il n'est jamais séparé par aucune autre formation. On n'observe pas entre ces roches, comme dans plusieurs pays,

et notamment en Saxe, un passage par dégradations insensibles. Ce passage, qui a lieu au moyen du gneiss et du micaschiste, roches qui participent à la fois de la structure du granite et du schiste argileux, lie ensemble les membres extrêmes des terrains primitifs. Outre cette relation, on voit encore dans ces contrées les roches contiguës alterner entre elles, circonstance qui porte à conclure que leur origine est due au même ordre de causes, et qu'il n'y a pas eu de changemens brusques entre la formation d'aucune d'entre elles.

Aucun passage, ou dégradation insensible de l'une à l'autre roche.

Le granite et le killas du Cornouailles ne présentent jamais le premier caractère de contemporanéité, et très rarement le second, si toutefois il existe dans ce pays. En effet, on ne cite qu'un ou deux exemples de l'alternative de ces deux roches, encore ne paraissent-ils pas très bien constatés. Cette espèce d'indépendance du granite et du killas a fait supposer qu'il s'est écoulé un laps de temps considérable entre leur formation : on admet maintenant que le killas, déposé depuis long-temps en couches horizontales, a été soulevé par le granite qui est sorti des entrailles de la terre. Certains phénomènes que présentent ces terrains dont les principaux sont la disposition du killas, qui s'appuie de tous côtés sur le granite, et l'existence des filons de granite qui traversent le killas et semblent se fondre dans la masse du granite, sont des preuves irrécusables de cette hypothèse.

Alternatives très rares.

Killas toujours superposé au granite.

Sur tous les points où la disposition du terrain permet de voir le granite et le killas dans un petit espace, on remarque que ce dernier occupe toujours la partie supérieure (1). Les côtes qui bordent le Cornouailles nous offrent de nombreux exemples de cette superposition (2); mais c'est

---

(1) Au nord de Saint-Austle, on voit, dans un ravin, le contact du killas et du granite dans une circonstance remarquable, mais qui n'est pas en contradiction avec ce que nous venons de dire plus haut. Ces deux roches sont séparées par un plan à peu près vertical et dirigé de l'est à l'ouest. Au midi de ce plan, le sol est entièrement formé de killas, dont les feuillets, dirigés de l'est à l'ouest, plongent légèrement au nord, et sont coupés nettement par la surface du granite, dans le voisinage duquel leur dureté augmente et leur fissilité diminue. Au nord du même plan, le terrain est entièrement formé de granite, qui constitue une colline considérable et paraît s'étendre à une grande distance. Dans tout ce canton, le killas devient dur, presque compacte, et offre souvent des contournemens remarquables lorsqu'on approche de la ligne qui le sépare du granite. Ces faits nous auraient probablement échappé, sans l'obligeance de M. Smith, savant géologue bavarois, qu'un hasard heureux nous fit rencontrer à Saint-Austle.

(2) M. C. Prevost a eu la complaisance de nous transmettre la note suivante : A White-sand-bay, on voit, à marée basse, la jonction de la roche schisteuse amphibolique avec le granite. Celui-ci compose la falaise, et s'avance sur la plage; la roche amphibolique est le prolongement des roches de Saint-Just dans la mer. Au point

surtout dans les mines que ce phénomène est développé d'une manière frappante. Les principales dans lesquelles on l'observe sont les mines de *Poldice*, *Huel-unity*, *Huel-Alfred*, *Huel-gorland*, *Treskerby*, *Dolcoath*, *Cook's-Kitchen*, etc. Dans ces mines, les travaux ont découvert, sur une longueur de plus de 200 mètres, la ligne de jonction du granite et du killas. On n'y observe aucun bouleversement d'une grande étendue; le killas, seulement, paraît avoir plus de solidité à son point de contact avec le granite, où ces deux roches, suivant l'expression des mineurs, sont entrelacées sur une épaisseur de plusieurs toises. Les filons exploités dans le schiste ont été poursuivis dans le granite, sans que leur puissance, leur richesse et leur composition aient éprouvé aucune altération en passant d'une roche dans l'autre. Cette circonstance très remarquable prouve, d'une manière certaine, que si le granite est postérieur au killas, sa formation est antérieure à celle des filons, qui elle-même remonte à une époque très reculée dans l'âge des terrains.

Caractères de leur jonction.

Les filons se prolongent du killas dans le granite.

L'alternative, rare à la vérité, qui existe entre les parties extrêmes des formations de granite et

---

de contact, les deux roches se pénètrent. J'ai vu la même disposition, les mêmes accidens, au cap de *Roesel*, dans le Cotentin. Il y a identité jusque dans la direction de la ligne de jonction des deux roches; cette ligne court du sud-ouest au nord-est.

de killas, si elle est bien constatée, semblerait nous indiquer que ces deux formations sont presque contemporaines. C'est surtout dans la mine appelée *Cooks'-Kitchen* (1) qu'on a observé ce phénomène. « Le granite s'étend à la profondeur de 30 mètres (15 fathoms) (2) de la surface au côté sud du filon, et recouvre le killas, qui forme une couche de 76 mètres (38 fathoms) d'épaisseur, à laquelle succède une couche de granite de 6 mètres (3 fathoms) de puissance. Il existe encore une couche de killas, puis le granite forme la masse du terrain dans lequel le filon est exploité. » Cet exemple remarquable d'alternative ne paraît pas se prolonger sur une grande étendue, puisqu'elle n'est pas indiquée dans les mines voisines. C'est un fait en faveur de l'opinion déjà avancée, que le granite est postérieur au killas, et qu'il s'est introduit dans cette dernière roche.

Exemple de l'alternation du granite et du killas.

L'intérieur des masses de granite et de killas renferme peu de minéraux étrangers; mais il existe une grande variété d'espèces minérales sur la limite de ces roches, et surtout dans les parties qui, par leur altération, annoncent le voisinage de

Grande variété de minéraux près de la jonction des deux roches.

---

(1) Extrait d'un mémoire de M. John Hawkins, inséré dans le deuxième volume des *Transactions* de la Société géologique du Cornouailles.

(2) Afin d'avoir des mesures en nombres ronds, nous avons supposé que le fathom équivalait à 2 mètres, quoique sa longueur soit seulement de 1^{m},848.

masses d'une autre nature. Ces minéraux sont rarement disséminés dans la roche; ils s'y trouvent en veines, en amas, en petits filons et même en véritables filons. C'est près de la ligne de jonction des deux terrains que l'on observe tous les stockwerks, les amas et la plupart des filons stannifères. Ces derniers se prolongent souvent de l'une des deux roches dans l'autre. C'est aussi près de cette ligne que se trouvent les localités du Cornouailles les plus célèbres par le nombre des variétés minérales qu'elles ont fournies, telles, par exemple, que la paroisse de Saint-Just.

On observe souvent dans le granite, près de sa jonction avec le killas, un grand nombre de petits filons dont la masse est formée de quartz et de tourmaline (*shorl-rock* des Anglais). Ces petits filons et le granite qui les encaisse présentent souvent une ligne nettement tranchée; mais souvent aussi les deux roches semblent se fondre et passer de l'une à l'autre; quelquefois ce shorl-rock atteint une puissance considérable et paraît constituer de véritables amas au milieu du granite. Ces amas sont, dans quelques cas, stannifères, ainsi que nous aurons occasion de le dire plus bas.

Petits filons et amas pierreux dans le granite, au voisinage du killas.

Les parties du granite qui avoisinent le killas, contiennent aussi de petits filons de quartz et de tourmaline souvent plus ou moins stannifères, quelquefois assez nombreux pour former des stockwerks exploitables; enfin, les parties du granite voisines du killas présentent sur quelques

Petits filons stannifères et pierreux dans le granite, aux approches du killas.

points, comme au mont Saint-Michel, près de Penzance, de petits filons ou filons de quarts qui contiennent à la fois de la tourmaline, du wolfram, de l'étain oxidé, des topazes, de la chaux phosphatée et quelques minerais de cuivre.

Les petits filons de quartz et de tourmaline, et les petits filons stannifères, ne se trouvent pas exclusivement dans le granite; il en existe aussi un très grand nombre dans les parties du killas qui avoisinent le granite, ils y sont accompagnés de veines, d'amas et même de couches des mêmes substances. Nous donnerons plus bas des détails plus circonstanciés sur ce sujet, en parlant des gîtes de minerais. (*V.* page 206.)

Petits filons analogues dans le killas, aux approches du granite.

On trouve en outre, dans les mêmes parties du killas beaucoup de petits filons, de veines et d'amas de quartz, de feldspath, de mica, de chlorite, d'actinote, de grenat, d'axinite, d'asbeste, de prehnite, d'épidote, de topaze et d'autres minéraux, qui sont généralement rares dans les autres parties de ce terrain. Ces minéraux sont quelquefois réunis plusieurs ensemble et accompagnés d'étain oxidé. L'un des exemples les plus remarquables de ces singulières agglomérations de minéraux, est le rocher dans lequel est creusé le puits de descente de la mine de Bottalack, située près du cap Cornwall. Ce rocher, appelé *Crown-Rock*, est principalement formé de quartz, de tourmaline, d'amphibole, de grenat et d'axinite compacte. Ces différens minéraux forment des

veines, ayant de quelques lignes à quelques pouces de puissance, qui alternent ensemble, et paraissent constituer un amas dans le killas, qui est ici amphibolique.

Filons stannifères plus abondans dans le voisinage de ces amas pierreux.

Quoique les grands filons d'étain paraissent indépendans des gîtes de minéraux que nous venons de citer, il est remarquable que les cantons où ces minéraux sont les plus abondans, sont en même temps les plus riches en filons stannifères.

Inductions théoriques tirées de l'existence des veines, etc., pierreuses à la fois dans le granite et dans le killas.

Plusieurs des petits filons, des amas et des veines que nous venons d'indiquer, se trouvent indifféremment dans le granite et le killas; et comme, d'après leurs caractères, ils paraissent s'être formés à une époque où les roches dans lesquelles on les observe n'avaient pas encore le degré de consistance qu'elles présentent aujourd'hui, plusieurs géologues se croient autorisés à penser que si le granite est postérieur au killas, les causes qui l'ont produit ont agi à une époque très peu différente de celle où le killas a été déposé.

Petits filons de granite dans le killas.

Dans plusieurs localités du Cornouailles, on observe de petits filons de granite (1) qui traversent le killas, et qui coupent même des filons de quartz existant dans ce killas. La présence de ces petits filons, qui, pour la plupart, paraissent appartenir à la masse du granite, dans laquelle ils se fondent, semble, au premier abord, mener à une

---

(1) Nous nous servons de l'expression de *petits filons*, le granite ne formant pas de véritables *filons*.

conclusion différente. En effet, si ces masses granitiques étaient de véritables filons, et si elles appartenaient réellement au corps du granite, on serait conduit à conclure que cette roche non-seulement serait postérieure au killas, mais qu'elle le serait même aux filons quartzeux.

Ces petits filons de granite sont très nombreux ; on en a déjà observé dans quatorze localités différentes du Cornouailles (1) : les deux exemples les plus remarquables sont ceux que l'on voit à 1 mille est de Trewavas-Head, paroisse de Breage,

---

(1) Ce phénomène géologique n'est pas particulier au Cornouailles ; divers géologues ont cité de pareils filons, qui se trouvent sur plusieurs points de l'Écosse et de l'Allemagne. Dernièrement, M. Boué, dans un mémoire fort intéressant sur la géologie du sud-ouest de la France, inséré dans les *Annales des Sciences naturelles*, a indiqué que ces filons granitiques sont abondamment répandus dans les Pyrénées, et la description qu'il donne de ceux qui existent dans la vallée de Lacour, de Cierp et de Loucrup, se rapporte exactement avec les caractères des petits filons de granite du Cornouailles, à l'exception que, dans cette dernière localité, les petits filons sont dans un schiste argileux, tandis que dans les Pyrénées, ils traversent du gneiss et du mica-schiste. M. Constant Prevost en avait également observé de très remarquables sur la côte occidentale du département de la Manche, et dans le dernier voyage que cet habile observateur a fait dans le midi de l'Angleterre, il a été frappé de l'analogie qui existe entre les filons du mont Saint-Michel et ceux qu'il avait vus plusieurs années auparavant dans le Cotentin.

et au mont Saint-Michel. Nous allons indiquer ces deux exemples, parce qu'ils présentent des circonstances différentes.

Petits filons de Trewavas.

Les petits filons de *Trewavas* sont les plus puissans; ils sont également les plus réguliers : on les voit se dessiner en blanc sur l'escarpement vertical que forme le killas sur cette côte. Ils sont presque verticaux; quelques-uns ont 8 pieds de puissance : leur direction est à peu près nord et sud; ils plongent rapidement vers l'est. Plusieurs de ces petits filons se réunissent à leur partie supérieure, et paraissent se fondre dans une masse de granite d'une épaisseur de 40 pieds, qui repose horizontalement sur le schiste. La difficulté de gravir ce rocher couvert de bruyère, a empêché de constater la relation de ce granite avec les filons; mais il est probable que ce granite est le résultat de leur réunion.

Quelques-uns de ces petits filons renferment des fragmens de schiste (1) : ils contiennent tous une grande quantité de quartz et très peu de mica.

Petits filons du mont Saint-Michel.

Le *mont Saint-Michel*, situé dans l'anse formée par la baie de Penzance, est élevé à peu près de 250 pieds au-dessus de la mer; sa base peut avoir 1 mille de circonférence; il est composé de granite, à l'exception de quelques lambeaux de roche

(1) Les petits filons de granite du Cotentin présentent exactement les mêmes circonstances.

schisteuse, qui reposent sur sa base au nord, au nord-est, et sur une partie de sa pente au nord-ouest. Cette roche schisteuse contient dans quelques parties beaucoup de mica, et ressemble au mica-schiste ou au gneiss : elle plonge vers le nord et vers le nord-est, sous un angle de 20° avec l'horizon, de façon qu'elle paraît s'appuyer de tous côtés sur le granite.

La superposition du killas sur le granite est distincte en quelques points; dans d'autres, au contraire, ces roches sont tellement entrelacées, qu'il est impossible de dire à laquelle certains blocs appartiennent. A la jonction avec le granite, qui a lieu sur le rivage, au nord-ouest et au nord-est du mont, on voit le killas traversé par des filons de granite, et le granite lui-même contenir des fragmens (*patches*) de schistes. Ces petits filons ont peu de largeur, la plupart n'excèdent pas 8 à 10 pouces; ils courent parallèlement les uns aux autres, et sont verticaux : en suivant ces filons, on les voit se perdre dans le granite, duquel on peut supposer que ce sont les embranchemens. Cependant le granite des filons n'a pas exactement la même composition que celui de la masse; il est à grains plus fins, contient une très grande quantité de quartz, très peu de mica, et souvent même il en est entièrement privé. Cette différence dans la composition varie, au reste, avec la puissance des filons. Elle est moins grande quand les filons sont plus épais et qu'ils sont rapprochés

de la masse du granite, dans laquelle ils se fondent par un passage insensible. Il paraît difficile d'expliquer cette différence, si l'on suppose que les filons de granite que l'on observe dans le schiste, ne sont autre chose que des arètes granitiques qui n'ont pas été détruites, et autour desquelles le schiste s'est déposé.

Filons de quartz dans le killas et le granite au mont Saint-Michel.

Outre ces petits filons de granite, il existe différens filons de quartz qui coupent les feuillets du schiste, et dont quelques-uns se prolongent également dans le granite; mais les uns sont coupés et rejetés par les filons de granite, tandis que les autres coupent et rejettent les premiers filons de quartz et ceux de granite. Ces filons de quartz sont très petits : ils ont 2 à 3 pouces de puissance, jamais plus de 5, et sont rarement distans de plus de 3 à 4 pieds les uns des autres.

Quelquefois, mais rarement, la ligne de division entre ces filons de quartz et la roche est très distincte; plus souvent elle est difficile à apercevoir. La partie extérieure de ces filons est un quartz grisâtre, compacte, contenant une assez grande quantité de tourmaline : dans plusieurs autres filons, la proportion de tourmaline est assez grande pour les assimiler aux veines de *shorl-rock*, et dans la plupart d'entre eux, cette substance est en assez grande quantité pour donner une couleur noire à leur surface extérieure. Cette abondance de tourmaline est plus grande sur les parois qu'au centre, cette dernière partie étant généralement

du quartz pur cristallisé. Dans la plupart des filons, il y a au centre une fissure qui les sépare en deux parties, et dans laquelle il existe des cristaux de quartz. On trouve aussi dans ces cavités une grande quantité d'autres substances cristallisées, de la topaze, de l'étain oxidé, du mica, de l'apatite, de l'émeraude, du wolfram, de l'argent rouge, etc.

D'après la position régulière et verticale de ces filons de quartz, le granite du mont Saint-Michel présente une structure veinée analogue à des couches verticales de granite. Ce caractère se représente dans plusieurs localités, où la masse principale du granite est en contact avec le schiste, principalement à Polmear, dans la paroisse de Zennor, et dans les environs de Logan-Rock. Ces filons de quartz, quoique d'une petite largeur, se suivent sur une grande étendue, en restant toujours rectilignes; ils se terminent en coin, et généralement, dès que l'un d'eux s'amincit, un autre lui succède à peu de distance.

Fissures horizontales dans le granite.

La masse du granite du mont Saint-Michel présente aussi des fentes horizontales assez nombreuses, et quelques fissures verticales à peu près perpendiculaires à celles dont on a déjà parlé; néanmoins ces dernières, dont la direction est est-ouest, sont en plus grand nombre. Il est remarquable que les fissures nord-sud, au lieu d'être remplies de quartz comme celle est-ouest, sont généralement restées vides.

Les filons quartzeux se continuent sans interruption à travers le killas : dans le granite, ils ne renferment presque pas de mica, tandis qu'ils en contiennent abondamment dès qu'ils passent dans le killas, et même le filon est alors presque entièrement rempli par de grandes lames de mica placées perpendiculairement aux salebandes ; comme si à l'époque où ces filons quartzeux cristallisaient, le mica renfermé déjà dans le granite, avait repoussé, peut-être par une action électrique, des élémens de mica qui se trouvaient dans les filons de quartz. L'accumulation de la tourmaline dans les parties du granite voisines des filons le quartz, est peut-être un phénomène du même ordre.

Variation dans la composition des filons quartzeux lorsqu'ils passent dans le granite.

M. Daubrée regarde les filons quartzeux comme postérieurs au granite, et il s'appuie pour cela sur les motifs suivans :

Les filons quartzeux sont postérieurs au granite.

1°. Ils se succèdent les uns aux autres avec une régularité presque parfaite, que l'on concevrait difficilement, s'ils étaient contemporains de la masse granitique. Ils ressemblent à des fentes produites par le retrait de cette masse.

2°. La variation évidente du granite qui, près de ces filons, se charge de tourmaline, semble, d'une autre part, indiquer que quand ces filons se remplissaient de quartz et d'autres minéraux, les élémens du granite étaient encore mobiles.

3°. Enfin, les filons quartzeux dont la direction est est-ouest, rejettent les petits filons de granite qui pénètrent dans le killas ; tandis que les filons

de quartz dont la direction diffère de celle des précédents, sont rejetés au contraire par les filons de granite; mais ceux-ci sont d'un genre tout différent de ceux est-ouest; ils forment dans le killas des veinules tout-à-fait irrégulières.

Résumé sur ces petits filons de granite.

On peut résumer les différens caractères que les petits filons de granite présentent, ainsi qu'il suit :

1°. Ils existent seulement à la jonction ou près de la jonction du granite et du schiste (1).

2°. Ils ne sont pas métallifères.

3°. Ils ne présentent ni direction ni position constantes : ils se dirigent tantôt de l'est à l'ouest, de l'ouest-nord-ouest à l'est-sud-est et du nord au sud; quelquefois même ils affectent, dans une même localité, toutes ces directions à la fois.

4°. Leurs parois et leur direction sont en général aussi droites et aussi régulières que celles de véritables filons, mais ils n'ont pas de directions constantes; souvent ils s'amincissent en s'éloignant du granite.

5°. Leur longueur n'a jamais été reconnue.

6°. Le granite des filons est à grains plus fins, et contient plus de quartz et moins de mica que le granite proprement dit; quelquefois même ce dernier élément manque entièrement.

7°. Le killas, à l'approche des petits filons de granite, est plus dur et moins fissile.

---

(1) Extrait d'un mémoire de M. Carne, 2e volume des *Transactions* de la Société géologique du Cornouailles.

8°. Dans plusieurs localités, notamment au mont Saint-Michel, les petits filons de granite paraissent se réunir dans la masse granitique, avec laquelle ils se confondent et perdent alors entièrement les caractères de filons. On ne cite, au contraire, qu'un seul exemple (à Carn-Silver) où le filon granitique coupe également le schiste argileux et le granite; mais il y a beaucoup d'autres cas où l'on n'a pu constater les rapports entre le granite et les petits filons, parce que leur point de jonction est inaccessible.

9°. Quelquefois les petits filons paraissent intimement liés avec le schiste et lui être contemporains; d'autres fois, au contraire, ils présentent des parois aussi distinctes que les véritables filons.

10°. Dans quelques localités (notamment au mont Saint-Michel), le killas est traversé par des filons de quartz, qui sont eux-mêmes coupés par les filons de granite, tandis que d'autres filons de quartz, au contraire, coupent les filons de quartz et ceux de granite.

11°. Dans la plupart des localités, le schiste repose sur le granite sans aucune dislocation, et ces deux roches sont même entrelacées sur une certaine épaisseur.

IV. *Modes de gisement des divers minerais d'étain et de cuivre.*

Indication des divers gisemens.

On exploite en Cornouailles des minerais d'étain, de cuivre, d'arsenic, de plomb et même d'argent.

Les minerais d'étain se rencontrent : 1° en petites couches ou veines, ou en amas; 2° en *stockwerks* ou réunions de petits filons épars dans la roche; 3° en filons; 4° disséminés dans les dépôts d'alluvion.

Les minerais des autres métaux ne se trouvent qu'en filons; on cite cependant une mine dans laquelle on exploite des pyrites cuivreuses, qui paraissent être en *petits filons* ou *stockwerks*, dans l'elvan.

1°. *Des veines ou amas stannifères* (tin-floors).

Les veines ou amas stannifères sont de petites couches minces ou amas aplatis de minerais, de peu d'étendue, mais quelquefois assez multipliés, qui se trouvent interposés entre les couches de certaines roches et parallèlement à ces couches. Les mineurs anglais distinguent généralement ce mode de gisement sous le nom de *floors*, et lorsqu'ils y rencontrent de l'étain sous celui de *tin-floors*. Ils donnent également ce nom à de véritables stockwerks.

On connaît plusieurs de ces veines stannifères dans les parties du killas qui avoisinent le granite : il paraît qu'il en existe un grand nombre dans la bande étroite de killas, qui, s'appuyant sur le granite et plongeant vers la mer, forme le rivage depuis le cap Cornwall jusqu'à Saint-Yves. Dans la mine appelée *Grill's-bunny*, près de Saint-Just, on voit un de ces *tin-floors*, formé de la réunion de petites veines, qui alternent avec le schiste amphibolique ocreux, sur une hauteur de 20 mètres. Ces veines plongent de 30° vers le nord ; elles ont été exploitées jusqu'à environ 80 mètres suivant leur pente, et à peu près sur la même étendue, suivant leur direction. Près de ces *floors* d'étain, on a observé des *floors* de tourmaline (*cockle*) d'une puissance variable, et alternant avec du schiste amphibolique (*iron-stone*) (1). L'étain se trouve généralement au-dessous d'eux ; ils plongent également vers le nord ; on a découvert dans ces *floors* la présence de l'axinite.

Dans la mine de Bottalack, on a trouvé un *tin-floor* dans le killas, à 72 mètres (36 fathoms) au-dessous du niveau de la mer ; il a environ 1 pied ½ d'épaisseur, et occupe l'espace compris entre un

---

(1) Les mineurs du Cornouailles donnent le nom d'*iron-stone* (pierre de fer) aux roches amphiboliques, à cause de leur dureté ; tandis que, dans les comtés où il existe un grand nombre d'usines à fer, le mot *iron-stone* signifie minerai de fer.

filon principal et une ramification de ce filon ; mais on n'aperçoit aucune liaison entre le *floor* et le filon.

On cite encore dans ce canton d'autres gisemens d'étain, qui sont en connexion avec les filons : on en connaît d'analogues à la jonction du killas et du granite ; on trouve même dans cette dernière roche des dépôts stannifères différens des filons, et souvent sans liaison avec eux, auxquels les mineurs appliquent également le nom de *floors*, mais qui peut-être ne sont pas entièrement analogues à ceux que renferme le killas.

C'est à tort qu'on a regardé les tin-floors comme des réunions de plusieurs filons.

Beaucoup de personnes ont pensé que les *tin-floors* du Cornouailles, particulièrement ceux qui se trouvent dans le killas, proviennent de la réunion de plusieurs filons, ou de l'élargissement d'un seul, ou enfin, qu'ils n'en sont que des ramifications ou des appendices. Il est possible que ces conjectures soient vraies pour quelques-uns de ces *tin-floors* ; mais quand il existe plusieurs *floors* parallèles entre eux et avec la roche, séparés par des bancs réguliers de killas, et sans connexion apparente avec aucun filon évident, il devient assez difficile de leur appliquer aucune de ces suppositions; on est réduit à les ranger, quant à présent, dans la classe des gîtes contemporains.

2°. *Des stockwerks ou réunions de petits filons stannifères.*

Ils se trouvent dans le granite et dans le porphyre feldspathique appelé *elvan*. Les mineurs anglais ont également donné le nom de *tin-floor* à ce mode de gisement de l'étain. Des stockworks stannifères; ils sont dans le granite et dans l'elvan.

Parmi ceux que renferme le granite, on remarque principalement celui sur lequel est ouverte la mine d'étain de *Carclase*, près de Saint-Austle. L'exploitation est à ciel ouvert; elle laisse voir un granite friable, dont le feldspath est à l'état de kaolin, et qui est traversé par un grand nombre de petits filons composés de tourmaline, de quartz et d'un peu d'oxide d'étain, qui se dessinent en noir sur la surface blanchâtre du granite. Ces petits filons se rapportent à deux systèmes principaux : les uns, dirigés à peu près de l'est à l'ouest, s'éloignent peu de la verticale; les autres, dont la direction est sensiblement la même que celle des premiers, plongent vers le sud en faisant avec l'horizon un angle d'environ 70°; d'autres petits filons, moins nombreux que les précédens, traversent le granite dans diverses directions. Tous ces petits filons paraissent être contemporains; car ils se fondent les uns dans les autres aux points où ils se rencontrent. Ils ont une disposition analogue à celle des filons quartzeux, dont il a été question, et semblent, comme eux, être postérieurs au granite. Un grand nombre Stockwerks stannifères dans le granite. (Mine de Carclase.)

d'entre eux présentent, vers leur milieu, une fente qui contient des cristaux de tourmaline et quelquefois du talc verdâtre; les parois de la fente sont principalement formées d'un mélange de tourmaline amorphe et de quartz contenant des grains assez informes de talc verdâtre. Quand la fente manque, le milieu du petit filon est de cette nature : de part et d'autre du milieu du petit filon, la proportion de la tourmaline diminue, et l'on aperçoit les élémens du granite, qui ne paraissent plus agglutinés que par du quartz; plus loin encore, le granite est friable, et rien ne le distingue plus du reste de la masse qui sépare deux petits filons voisins. La puissance de ces petits filons, y compris le granite solidifié qui y adhère, n'excède jamais 6 pouces et est souvent beaucoup moindre : toute cette masse est parsemée de petits cristaux d'un brun rougeâtre et un peu transparens d'étain oxidé. Nous avons remarqué des fragmens de ces petits filons stannifères épars sur la surface du sol, à une assez grande distance à l'ouest de cette mine, ce qui prouve que le gîte s'étend dans cette direction; vers le midi, au contraire, il se termine à peu de distance; car en descendant de ce côté vers la mer, on se trouve en très peu de temps sur le killas, qui, comme cela arrive en général dans le voisinage du granite, présente une assez grande dureté : nous en avons remarqué des fragmens très durs, peu fissiles, presque compactes, et qui présentaient des contournemens très brusques et très compliqués.

On connaît plusieurs autres stockwerks stannifères, d'une étendue beaucoup moins considérable, dans le granite qui supporte immédiatement le killas, dans la paroisse de Saint-Just; on les exploite concurremment avec des filons qui les avoisinent, et dont l'exploitation a conduit à les découvrir; ils reçoivent souvent des ouvriers le nom de *tin-floors*. Autres petits stockwerks stannifères dans le granite.

L'oxide d'étain concrétionné (*wood-tin*, étain xyloïde, étain de bois), qui, d'après M. Magendie, paraissait se trouver dans des gisemens analogues aux précédens, est regardé maintenant comme formant des filons proprement dits : on sait qu'il se trouve le plus souvent roulé dans les alluvions d'étain. Gisement de l'étain xyloïde (*wood-tin*).

Ces petits filons de quartz et de tourmaline, mêlés de minerai d'étain, paraissent être assez nombreux dans le Cornouailles; mais on ne cite que le stockwerk de Carclase où l'oxide d'étain ait été trouvé disséminé en assez grande proportion pour permettre de l'exploiter avec bénéfice.

Il existe, au contraire, un assez grand nombre de mines dans lesquelles le minerai d'étain se trouve en petits filons épars dans l'elvan; de ce nombre est la mine de Wherry, ouverte dans la mer, entre Penzance et Newlin, long-temps abandonnée, et qui vient d'être reprise. Le gîte consiste en une infinité de petites veinules stannifères, disséminées dans un filon d'elvan de plusieurs mètres de puissance, qui traverse le killas. Stockwerks stannifères dans l'elvan. Mine de Wherry.

Mine de Trewidden-ball.

La mine de Trewidden-ball, dans la paroisse de Madron, est un exemple remarquable du même genre de gisement (1) : le terrain dans lequel l'exploitation est ouverte, consiste en masses aplaties d'elvan, séparées par des couches de killas, qui plongent vers l'est-nord-est, sous un angle considérable. C'est dans ces masses d'elvan que le minerai d'étain se rencontre en petits filons, dont la puissance varie depuis $\frac{1}{4}$ pouce jusqu'à 8 ou 9 pouces, et qui sont si irréguliers et si interrompus, qu'il est difficile de déterminer, soit leur direction, soit leur inclinaison.

Ces petits filons paraissent fréquemment diverger d'une masse centrale, comme les racines d'un arbre divergent de son tronc; le minerai d'étain qu'on y trouve est en masses très solides et assez étendues : sa gangue est en général plus ou moins quartzeuse; quelquefois, quoique rarement, il est mélangé de tourmaline en masse (cockle). C'est précisément cette variété d'étain oxidé qu'on trouve à Roche et à Saint-Denis, et qui se distingue par la cristallisation colonnaire; sa pesanteur spécifique et sa teneur en étain sont moindres que celle d'aucun autre minerai d'étain.

Les masses d'elvan dans lesquelles ces petits filons se trouvent ont, chacune, de 2 à 3 pieds de puissance. Le porphyre qui les compose est

---

(1) Extrait d'un mémoire de M. Hawkins, 2e vol. de *Transactions de la Société géologique du Cornouailles*.

blanc, et reçoit en ce lieu le nom de *tin-mother* (matrice de l'étain); à mesure qu'elles descendent, elles paraissent se rapprocher les unes des autres, et les couches de killas deviennent plus minces; les dernières sont même quelquefois terminées en forme de coin, par la réunion de deux masses d'elvan; circonstance qui fait espérer que plus bas les différentes masses d'elvan seront réunies, et qu'elles ne formeront qu'un seul massif, qui présentera à la fois tous les petits filons ou *floors* d'étain.

Divers filons coupent ces *floors* stannifères : un d'eux, appelé *tangy-course*, composé de quartz et variant de ½ de pouce à 8 pouces de puissance, court du nord-ouest au sud-est, en traversant les *tin-floors* et les enrichissant. Quelques autres filons peu puissans de quartz courent dans ces *floors*, et les enrichissent ordinairement : d'eux d'entre eux, appelés *orchard-courses*, courent à peu près est et ouest; il y a en outre quelques filons peu considérables de tourmaline (cockle), qui coupent les *tin-floors* et plongent vers le sud de 30 à 40°.

3°. *Des filons du Cornouailles.*

Les filons métallifères ne sont pas également répandus sur la surface du Cornouailles et de la partie du Devonshire, dont nous faisons connaître la constitution géologique; ils sont groupés dans trois districts, savoir : Position géographique des filons du Cornouailles.

1°. Dans la partie sud-ouest du Cornouailles, au-delà de Truro;

2°. Aux environs de Saint-Austle;

3°. Aux environs de Tavistock, en Devonshire.

Le premier de ces groupes est le plus riche en exploitations; c'est aussi celui qui a été le plus étudié, et presque tout ce que nous dirons sur les filons du Cornouailles se rapportera plus particulièrement à ceux de ce district.

Les mines d'étain et de cuivre n'y sont pas indifféremment distribuées : les premières se trouvent en plus grand nombre à son extrémité sud-ouest, dans la paroisse de Saint-Just; près du cap Cornwall, tandis que les mines de cuivre sont groupées principalement aux environs de Redruth, situé près de l'extrémité est de ce district.

La position de ces deux genres de mines est en rapport avec la constitution géologique du pays. Le canton qui abonde le plus en mines d'étain, est principalement granitique, et celui des mines de cuivre est formé de killas, comme on peut le voir sur la carte : ainsi l'observation de la position des mines, indique que l'étain a plus de relation avec le granite, que le cuivre n'en a avec cette roche. Au reste, il ne faut pas prendre ces rapprochemens d'une manière absolue; ils sont surtout exacts, si nous considérons le nombre des filons et non leur richesse : ainsi les filons d'étain, très nombreux dans le granite, le sont moins dans le killas; mais la plupart de ceux exploités dans

cette roche, comme dans les environs de Breage, de Helston, de Camborne et de Saint-Agnès, sont riches, et donnent naissance à des exploitations importantes.

Les filons de cuivre, au contraire, sont abondans dans le killas et très rares dans le granite, quoiqu'ils en soient toujours très rapprochés, et paraissent être, ainsi que ceux d'étain, près de la jonction de ces deux formations, situation pour laquelle les gîtes d'étain et de cuivre paraissent avoir une sorte d'affinité.

Le Cornouailles est traversé par plusieurs systèmes de filons métallifères et pierreux. Leurs directions, à peu près uniformes, semblent nous indiquer que la force qui a produit ces fentes, a dû agir à des époques différentes, mais, à très peu d'exceptions près, dans une direction constante.

Les rejets qu'éprouvent les différens systèmes de filons par leurs rencontres réciproques, nous font connaître leur âge relatif : leur composition est également, en Cornouailles, un caractère qu'on peut employer pour prouver leur ancienneté; car, par exemple, les filons dont la gangue est composée de quartz et autres minéraux durs, sont plus anciens que les filons à salebandes argileuses.

Outre ces filons métallifères, il existe certains filons pierreux, comme ceux d'elvan et ceux d'argile, qui, étant intimement liés avec les premiers, doivent être décrits avec eux.

Différentes natures de filons.

Dans la première édition de cet ouvrage, nous avions classé les différens filons du Cornouailles, dans l'ordre suivant :

1°. Filons d'elvan (*elvan-courses*, ou *elvan-channels*);

2°. Filons d'étain (*tin-lodes*) (1);

3°. Filons de cuivre qui se dirigent est et ouest (*east and est copper-lodes*);

4°. Deuxième système des filons de cuivre (*contra copper-lodes*);

5°. Filons croiseurs (*cross-courses*);

6°. Filons de cuivre les plus modernes (*more recent copper-lodes*);

7°. Filons argileux. Il y en a deux systèmes : les plus anciens sont appelés *cross-fluckans*, et les plus modernes *slides*.

Nous faisions ainsi, d'après M. Carne, trois systèmes de filons cuivreux, en déduisant leur âge relatif de leurs rencontres réciproques. Géné-

---

(1) Les mineurs du Cornouailles se servent du mot *lode*, pour indiquer un filon riche en minerai du métal particulier qui fait le but de l'exploitation, et de *course* pour les filons stériles. Les *cross-courses* contiennent quelquefois du plomb, mais jamais de cuivre ni d'étain, si ce n'est près des points où ils coupent des filons de ces deux métaux, et comme ces deux derniers métaux forment les exploitations principales du Cornouailles, on regarde comme stériles les filons quelquefois plombifères dont nous parlons.

ralement lorsqu'un filon est coupé et rejeté par un autre, il est le plus ancien des deux; mais il y a différents cas dans lesquels ce fait fondamental peut être mis en doute.

En effet, les fentes se faisant dans une masse composée de roches de nature et de résistance différentes ne doivent pas toujours présenter cette régularité que leur avait supposée M. Carne. Ainsi on conçoit bien que si une fente f (fig 1, Pl. XI); se propageant d'abord dans une certaine direction, rencontre une autre fente f', dont la direction est à peu près perpendiculaire à la première, à un endroit où la résistance des roches est plus grande que dans les parties avoisinantes, l'effet se propagera plutôt en g ou g' à une certaine distance de f, là ou il éprouvera moins de difficultés à se produire. C'est probablement à une cause de ce genre que sont dues les bifurcations dans le sens horizontal.

On peut se convaincre facilement de l'irrégularité des fentes que produisent les commotions au milieu de ces masses, en les étudiant le long de la mer, à marée basse, dans différents endroits et notamment aux environs de Falmouth. Les roches schisteuses mises à sec forment une espèce de plancher qui est sillonné dans diverses directions par beaucoup de fissures; quelques-unes peuvent se suivre sur une assez grande distance, et alors on les voit quelquefois rejeter les couches schisteuses d'une quantité considérable, nous

y avons trouvé des *rejets de fentes* analogues à ceux dont il vient d'être question.

Il est possible aussi qu'après la formation et le remplissage de deux fentes, il se fasse un glissement général d'une partie du terrain le long d'un de ces filons, et qu'on soit induit en erreur par le rejet. Ainsi, quand même, à l'intersection de deux filons, l'un d'eux, ainsi que les couches qui l'avoisinent, serait rejeté, il n'y aurait pas encore certitude complète qu'il est antérieur à l'autre.

La composition des trois systèmes de filons cuivreux, ne différant que par la quantité un peu variable de matières schisteuses qui y est contenue, il suit de ce qui précède que ces filons cuivreux peuvent être considérés comme contemporains.

Direction générale des filons du Cornouailles.

La direction des filons de cuivre et d'étain, varie assez considérablement en Cornouailles; mais la plus grande partie d'entre eux ainsi que les filons de porphyre, sont à peu près dirigés suivant la direction est-nord-est, c'est-à-dire qu'il sont généralement parallèles à la ligne de faîte du granite en Cornouailles et des îles Scilly, comme si ces fentes étaient une conséquence de son soulèvement. Mais il y en a d'autres principalement près de l'extrémité du promontoire, dans la paroisse de Saint-Just, qui sont dirigés à peu près du nord au sud. Ces filons diffèrent environ de 40 ou 50 degrés de la direction générale, et sont appelés *caunters* ou *contra-lodes*.

Filons d'elvan et de porphyre. Leur composition en général.

Le killas et même le granite sont quelquefois coupés par des masses de porphyre à base de feldspath et cristaux de feldspath et de quartz, dont les caractères se rapprochent beaucoup de ceux de certains trachytes, et qui ont surtout une grande analogie avec les porphyres en filons qui existent à l'île d'Arran (1). Ces masses sont appelées *elvan-courses* ou *elvan-channels* par les mineurs. D'après leur position relativement aux terrains dans lesquels elles se trouvent, on ne peut supposer qu'elles y soient contemporaines, tous leurs caractères tendent au contraire à faire admettre qu'elles sont d'une formation postérieure, et qu'elles constituent de véritables *filons*, si l'on entend par ce mot une fente remplie postérieurement, quelle que soit la cause qui ait produit la fente et le remplissage. En effet, ces masses coupent les feuillets de couches sans leur faire éprouver de bouleversement, ni de contournemens; on reconnaît leur prolongement à droite et à gauche de ces masses, presque toujours au même niveau. Ces parties, qui avoisinent le filon, présentent plus de consistance et sont moins fissiles

(1) Ces porphyres paraissent être d'une époque antérieure à la formation du terrain houiller, car on ne les connaît pas dans des terrains plus modernes que le vieux grès rouge. Les dykes qui existent dans les terrains houillers, ont un aspect entièrement différent de l'elvan.

que la masse de la roche, endurcissement qui paraît dû à l'action de l'elvan.

De même, lorsque l'elvan est solide, ce qui arrive dans la plupart des cas, les parties qui forment les parois et qui sont en contact avec la roche sont plus dures et plus compactes que la masse centrale du filon; elles ne présentent pas de cristaux, tandis que le centre est un porphyre très prononcé.

Les filons d'elvan contiennent quelquefois près de leurs parois les fragmens de la roche environnante.

M. de la Bêche en a trouvé qui renfermaient du mica, et dont la composition et la texture étaient celles d'un véritable granite; il les regarde comme une modification de cette dernière roche. Cette différence serait principalement due selon lui, à la faible puissance que possèdent ces masses comparativement aux irruptions granitiques.

Leur direction. Les filons d'elvan se dirigent en général, comme on l'a dit plus haut, parallèlement à l'axe de soulèvement du Cornouailles; ils ne s'écartent que faiblement de cette direction; ils plongent presque toujours vers le nord, sous un angle de 45° environ. L'inclinaison des filons métalliques, par rapport à l'horizon, étant beaucoup moins grande, ils les coupent fréquemment dans la profondeur.

Leur puissance. Leur puissance varie de 2 mètres à 120 mètres (1 à 60 fathoms); leur étendue en longueur n'a

jamais été déterminée, quoique l'un d'entre eux ait été suivi pendant plus de cinq milles; ils fournissent une grande partie des pierres à bâtir employées dans le pays.

En résumant les caractères de ces porphyres en elvans, on voit qu'ils coupent les couches, qu'ils ont une direction, une inclinaison et une puissance constantes; qu'ils se prolongent sur une très grande étendue; caractères qui ne laissent aucun doute sur leur postériorité, et qui prouvent qu'ils forment de vastes filons au milieu des terrains dans lesquels on les observe.

Caractères qui prouvent que ce sont des filons.

Pendant long-temps l'âge de ces filons n'a pas été bien précisé. M. Carne les suppose formés à une époque antérieure aux filons de cuivre, ces derniers coupant toujours les filons d'elvan; mais il croit que leur ancienneté relativement aux filons d'étain présente plus d'incertitude; il est porté à admettre que les filons d'elvan se sont remplis entre les deux époques où selon lui l'étain s'est déposé.

Leur âge relatif.

M. de la Bèche en les examinant attentivement, a trouvé que tous ces filons, excepté un, sont évidemment antérieurs aux filons métalliques. On peut donc supposer que cette exception de la mine de Polgooth, dont nous allons parler bientôt n'est qu'apparente, et l'on peut s'en rendre compte par le raisonnement fait page 217.

Soit A un filon compacte d'elvan; supposons qu'une force tende à ouvrir une fissure suivant

la direction F (fig. 2, Pl. XI); arrivée à la masse dure et compacte A, elle pourra l'ébranler sur une certaine étendue, et au lieu de la transmettre en ligne droite, se détourner d'une certaine quantité vers la partie de moindre résistance M; elle continuera alors à agir suivant F'; et la fissure FF', dans cette hypothèse, semblera être antérieure à l'elvan. Il faudra alors voir s'il y a eu glissement de l'un des côtés de la masse encaissante sur l'autre (1).

Petits filons d'étain dans l'elvan : exemple de la mine de Trewidden-ball.

La mine de Trewidden-ball, décrite plus haut, page 212, est exploitée sur une réunion de petits filons d'étain qui traversent une masse d'elvan dans tous les sens, et qui sont, par conséquent, postérieurs à cette roche. La mine de Wherry, déjà citée aussi page 211, est exploitée sur un gisement entièrement analogue.

Filon d'étain coupé par le filon d'elvan : exemple de la mine de Polgooth.

La mine de Polgooth nous offre, au contraire, l'exemple de filons d'étain coupés par l'elvan.

Cette mine, anciennement l'une des plus productives du comté de Cornouailles, fut abandonnée pendant long-temps, à cause de l'insuffisance des machines d'épuisement; elle a été reprise il y a deux ans.

Le terrain (2) est formé de killas, dont les

(1) Extrait d'un mémoire de M. Daubrée.

(2) Cette description est extraite d'un mémoire de M. John Hawkins, inséré dans le 1er vol. des *Transactions de la Société géologique du Cornouailles*.

couches plongent vers l'ouest-sud-ouest, sous un angle d'environ 20°. Le filon principal appelé *Polgooth lode* (filon de Polgooth), se dirige est et ouest de la boussole; il a été suivi à une grande distance dans cette direction; il plonge généralement vers le nord. Son inclinaison (1) est moyennement de 6 pouces par toise; ce qui correspond à un angle de 4° ½ avec la verticale, ou 85° ½ avec l'horizontale.

Sa puissance, peu considérable, se réduit fréquemment à 6 pouces et est rarement de plus de 12; mais il existe un point où le filon est tellement augmenté par les nombreuses branches qui viennent s'y réunir, qu'il acquiert de 10 à 14 pieds anglais d'épaisseur. On a observé que quelques-unes de ces branches se séparent au bout de peu de toises, tandis que d'autres restent unies au filon sur une longueur beaucoup plus considérable. Ces filons accompagnans, assez convenablement appelés nourrisseurs (*feeders*), manquent rare-

(1) Au lieu d'exprimer l'inclinaison d'une couche ou d'un filon par l'angle que forme le plan de la couche ou du filon avec l'horizon, les Anglais indiquent généralement la tangente de l'angle que forme ce plan avec la verticale, en disant que la couche s'écarte de la verticale de tant de pouces par toise; ce qui s'exprime en anglais, par exemple pour le cas présent, par s'écarter de 6 pouces par fathom, *underlay six inches in a fathom*: nous nous servirons dorénavant de l'expression française.

ment de fournir des masses riches de minerai au point où ils viennent se rattacher au filon principal.

Le filon de Polgooth coupe plusieurs autres filons, qui courent du nord-ouest au sud-est (fig. 7, Pl. XI), et qui ont été très productifs en étain.

Les deux portions de l'un de ces filons coupés ont reçu deux noms différens : celui de *polyer* au nord et celui de *screeds* au sud. Le filon se dirige du nord-nord-ouest au sud-sud-est de la boussole, et il plonge vers l'est sous un angle de 57° environ.

La puissance moyenne de la portion dite *polyer* est de 6 à 7 pieds, et celle de la portion dite *screeds* est de 3 pieds ½ à 4 pieds. Sa masse, généralement très solide, est composée de quartz et de chlorite. On trouve dans ce filon des masses considérables de killas, qui forment les parois; elles ont de 3 à 4 toises de hauteur, sur 2 ou 3 pieds de large.

La partie dite *screeds*, qui est la plus méridionale, a été rejetée par le filon de Polgooth, d'environ 15 pieds sur la droite ou du côté de l'angle obtus, ainsi qu'un filon (*St.-Martyn's lode*) d'une puissance considérable, qui diverge de ce point en faisant avec elle un angle d'environ 22° vers l'est.

Filon dit *Vanvean-lode*.

Depuis que le filon de Polgooth est presque épuisé, le principal filon de la mine est le *vanvean-lode*. Il a à peu près la direction est-sud à ouest-

nord comme le filon d'Elvan. Sa puissance est seulement de 2, 3, 4 ou 5 pouces, et quoique très étroit, il est assez productif à cause de sa grande richesse.

Il se sépare toujours bien nettement de la roche encaissante, ordinairement par une salebande très mince d'argile; il est formé de quartz et de beaucoup de chlorite, qui est imprégnée de longs cristaux d'oxide d'étain, croisant en tous sens.

Il est coupé et rejeté de temps à autre par de petits filons de quartz.

On a encore trouvé dans cette mine, quelques autres filons ou ramifications.

A 150 toises du filon de Polgooth, on rencontre vers le sud un large filon d'elvan, qui converge vers le filon de Polgooth, en s'avançant vers l'ouest.

Ce *dyke* porphyrique, comme on peut l'appeler, est distingué ici sous le nom de *quarry elvan*, elvan propre à bâtir; il plonge de 45° nord et rencontre le filon de vanvean à la profondeur de 48 toises, et le coupe suivant une ligne horizontale, à la manière des filons argileux nommés *slides*; il y occasione un rejet.

L'elvan a été suivi jusqu'à la profondeur de 76 toises au-dessous de la galerie d'écoulement: il a une puissance constante de 7 toises; il coupe le filon de screeds, et le rejette de 15 pieds du côté du plus petit angle.

En suivant l'elvan encore plus loin dans la

même direction, on arrive à son intersection avec le filon de Saint-Martin; en ce point, dans la galerie de 45 toises, l'elvan et le filon de Saint-Martin sont coupés l'un et l'autre par un filon argileux vertical (*flookan*), dont la direction fait un angle d'environ 30° avec celle du premier: il en est résulté un rejet considérable et très compliqué sur la gauche ou du côté du plus petit angle.

Influence des filons d'elvan sur les filons métallifères qu'ils rencontrent.

Les filons métallifères sont affectés de diverses manières par les filons d'elvan qu'ils traversent; le plus ordinairement, ces premiers passent à travers l'elvan, comme à travers le killas, sans éprouver d'altérations apparentes: quelquefois ils s'amincissent, s'appauvrissent, se divisent en filets; d'autres fois, au contraire, le filon, en entrant dans l'elvan, augmente de puissance et s'enrichit. Mais on peut dire que, le plus souvent, les filons métallifères sont plus riches dans l'elvan que dans le killas; ce qui s'accorde avec ce que l'on déduit de la théorie électro-chimique du remplissage des filons: mais l'apparence est quelquefois trompeuse pour le mineur; la fente, en traversant l'elvan, qui est ordinairement compacte, se ramifie en beaucoup de petites branches, qui, toutes ensemble, renferment du minerai en certaine abondance, sans être cependant propres à l'exploitation.

Le cas suivant s'est aussi présenté: Le filon a la forme indiquée sur la fig. 4, Pl. XI, c'est-à-dire, qu'arrivé au filon d'elvan, il se détourne brusque-

ment et le longe sur une certaine distance, puis traverse le filon d'elvan perpendiculairement à sa direction. Le minerai métallique, au lieu de se porter dans le filon même d'elvan, comme cela arrive ordinairement, et comme cela résulte aussi de l'explication électro-chimique, s'étant accumulé en *a* le long de l'elvan, ce qui en théorie est la même chose, les mineurs dirent, avec raison, que le filon avait été peu productif dans l'elvan. La mine de cuivre de *Huel-Alfred*, à Pillack, fournit un exemple remarquable de cette circonstance : le filon d'elvan a 100 mètres (50 fathoms) de puissance; il court du nord-est au sud-ouest, et plonge au nord-ouest sous un angle de 45°. Le filon métallifère qui s'enfonce vers le nord, sous un angle de 18 à 20°, avec la verticale, produisait très peu de minerai de cuivre lorsqu'il était dans le killas : aussitôt qu'il devint en contact avec l'elvan, il s'enrichit, et sa richesse s'accrut à mesure qu'il s'enfonça dans cette roche ; sa puissance, qui était de 6 pieds dans le killas, s'accrut jusqu'à 24 dans l'elvan. A la profondeur de 240 mètres (120 fathoms), il sortit de l'elvan et rentra dans le killas. A partir de ce point, sa puissance diminua graduellement, et à la profondeur de 300 mètres (150 fathoms), elle était seulement de 10 pieds. Sa richesse commença aussi à décliner dès qu'il fut sorti de l'elvan ; après avoir été poursuivi un peu plus avant, sa pauvreté obligea les exploitans à abandonner l'entreprise.

Mine de cuivre de Huel-Alfred.

La partie du filon qui traverse l'elvan a fourni une si grande quantité de minerai, qu'elle a donné 140 000 livres sterling (3 500 000 fr.) de bénéfice.

Près de la surface, cet elvan paraît avoir une texture presque granitique; mais dans les parties plus profondes, il prend tous les caractères d'un véritable *porphyre feldspathique* (*hornstone-porphiry*).

Dans quelques mines, le filon, en entrant dans l'elvan, non-seulement devient plus puissant et plus riche, mais encore il porte de petites branches, qui pénètrent dans l'elvan des deux côtés. La mine d'étain de *Huel-vor*, paroisse de Breage, nous offre un exemple de cette disposition : le filon métallifère qui plonge au nord, sous un angle de 8 à 9°, avec la verticale, était productif dans le killas; mais il le devint bien plus encore en pénétrant dans un filon d'elvan de 20 pieds de puissance. Le filon métallifère, qui n'avait dans le killas que 2 pieds de largeur, en acquit jusqu'à 5 dans l'elvan, et même s'y ramifia de manière à imprégner toute la masse de l'elvan de minerai d'étain; ce qui détermina les ouvriers à exploiter cet elvan stannifère sur une largeur de 20 pieds. Près de la surface, l'elvan de ce filon paraît être formé de feldspath décomposé et de quartz; dans les parties les plus profondes, le feldspath est compacte, et il est schisteux dans quelques autres : c'est le seul exemple d'elvan schisteux que l'on connaisse dans le Cornouailles.

Mine d'étain de *Huel-vor*.

Dans la mine de cuivre de Huel-Fortune, paroisse de Ludgran, le filon, en traversant l'elvan, devient dans quelques parties plus puissant et plus riche; dans d'autres parties, il s'y divise en petites branches, appelées par les mineurs *filets* (*strings*), qui sont assez riches pour être presque aussi productives que le filon, même dans les parties où il n'est pas divisé. Cet elvan, quoique décomposé dans ses parties les plus élevées, devient dans la galerie la plus profonde un porphyre feldspathique (*hornstone-porphiry*). Mine de cuivre de Huel-Fortune.

Des filons métallifères en particulier (1).

Il a déjà été dit que la direction d'un grand nombre d'entre eux est est-nord-est. Ils sont quelquefois verticaux; mais le plus souvent leur inclinaison varie jusqu'à 20° nord ou sud; très rarement cela dépasse 45°. Direction et inclinaison.

Tous traversent le granite, le killas et l'elvan sans interruption; dans le cas seulement où ils croisent la ligne de jonction de ces deux roches sous des angles très aigus, ils sont un peu détournés.

Leur puissance varie considérablement, surtout lorsque la matière métallique et sa gangue sont disséminées en veinules, au milieu de fragmens de la roche encaissante. Puissance.

---

(1) Extrait d'un mémoire fait par M. Daubrée, en 1837.

Composition.

Il n'y a pas de distinction bien nette entre les filons dits de *cuivre*, et ceux dits d'*étain*, car beaucoup de filons présentent ces deux métaux à la fois; dans ce cas, l'étain se trouve ordinairement dans la partie supérieure du filon, au point que plusieurs mines riches autrefois en étain, sont maintenant exploitées pour cuivre à une plus grande profondeur; cela n'est cependant pas général : à la mine de *Dolcoath*, par exemple, on trouve l'étain au-dessous du cuivre, à plus de 400 mètres de la surface, il en est de même à *Cook's-Kitchen*.

On a aussi remarqué qu'un assez grand nombre de filons de cuivre, renferment de l'étain quand ils s'approchent du granite.

Quand l'étain et le cuivre se trouvent à la même hauteur, on observe une tendance à ce que les deux métaux occupent les parois opposées, et M. Fox dit qu'il n'est pas rare que ces deux minerais soient séparés l'un de l'autre par des veines de quartz et d'autre matière terreuse.

Des filons d'étain.

Deux systèmes : leur âge relatif.

Les filons d'étain sont les plus anciens des filons métallifères du Cornouailles. La coupe des travaux de la mine de Trevannance (fig. 5, Pl. XI), nous montre cette disposition. On y voit également que les filons d'étain sont coupés par les filons de cuivre; ce qui nous indique l'antériorité des filons d'étain.

Direction commune des deux systèmes.

La direction des filons d'étain varie, en général, de 5 à 15° au nord de l'est et au sud de l'ouest : il y a cependant des exceptions à cette espèce de régularité ; quelques-uns se dirigeant exactement est et ouest, et d'autres, mais fort rares, du nord-est au sud-ouest.

Inclinaison.

L'inclinaison moyenne est de 51 à 72° avec l'horizon.

Étendue, profondeur, puissance.

La longueur et la profondeur de ces filons d'étain, ainsi que de ceux des autres métaux, n'ont jamais été reconnues. Quelques-uns, ceux de Poldice, ont été suivis sur une étendue de 2 milles ; leur épaisseur varie depuis quelques lignes jusqu'à plusieurs pieds ; la largeur moyenne est de 2 à 4 pieds ; cette largeur n'est pas constante, les filons présentant continuellement des rétrécissemens et des renflemens.

Leur composition.

La composition des filons d'étain est la même, quel que soit le système dont ils font partie ; la gangue est tantôt de quartz, de chlorite, de quartz et de tourmaline, de quartz mélangé de chlorite, ou de quartz et de mica ; quelquefois tous ces élémens sont réunis dans un même filon. Beaucoup de filons de la commune de Saint-Just, sont accompagnés de granite décomposé ; enfin, quelquefois la chaux fluatée est associée avec le minerai d'étain.

L'étain y est très rarement à un autre état qu'à celui de peroxide ; on trouve cependant quelquefois, à Huel-rock, paroisse de Saint-Agnès, le

sulfure d'étain, ordinairement coloré en jaune par son mélange avec de la pyrite cuivreuse, ce qui lui a fait donner le nom de *belt-metal*, ou métal de cloche.

Ces filons d'étain oxidé renferment, en outre, assez communément, de la pyrite arsénicale, et les minéraux métalliques regardés comme les plus anciens, tels que le wolfram, les arséniates de fer et de cuivre, le phosphate de cuivre, le nickel natif, le bismuth, l'urane, etc. : les pyrites de cuivre, quoique en général d'un gisement postérieur, y sont également fort abondantes, et souvent une mine d'étain peut aussi être regardée comme une mine de cuivre.

Richesse.

La richesse des filons d'étain n'est pas constante : quelques-uns sont plus riches dans la hauteur; d'autres, au contraire, s'enrichissent en s'approfondissant.

Le granite, ainsi que nous l'avons déjà dit, page 214, renferme une plus grande quantité de filons que le killas; mais ceux qui traversent cette dernière roche sont beaucoup plus riches.

Leur allure quelquefois différente dans le killas ou le granite.

Le gisement de l'étain paraissant être principalement à la jonction du granite et du killas, les filons doivent se prolonger souvent de l'une de ces roches dans l'autre. Le plus ordinairement, dans ce passage, l'allure et la richesse des filons n'éprouvent aucune altération; mais quelquefois le changement de roche influe sur le filon : ainsi, dans la commune de Saint-Just, et notamment à

Bottalack, les filons sont plus riches à la jonction des deux roches, que dans aucun autre point de leurs cours. Dans la paroisse de Breage, les filons exploités dans le granite, sont coupés presque brusquement à l'approche du killas, où l'on peut dire qu'ils semblent se terminer, tandis que quelques autres, au contraire, celui de *carleen*, par exemple, riches dans toute la partie qui traverse le killas, se réduisent à une veinule en entrant dans le granite.

L'intersection des filons d'étain entre eux, ou avec des filons de fer appelés *guides*, apporte aussi quelques changemens dans la richesse des filons. Une longue expérience a appris aux mineurs de Saint-Just que, suivant l'angle sous lequel l'intersection a lieu, il en résultait un enrichissement ou un appauvrissement du gîte. L'angle de 45° paraît être une espèce de limite : aussi, quand l'angle compris entre les deux filons est plus grand que 45°, ils n'espèrent pas d'enrichissement de la rencontre des filons; quand, au contraire, il est plus petit, spécialement entre 20 et 30°, ils espèrent trouver une quantité considérable d'étain à la rencontre des filons. Ce fait, en apparence singulier, se conçoit facilement, parce que deux filons qui se rencontrent sous un petit angle, doivent marcher ensemble sur une plus ou moins grande largeur, et présenter par conséquent un renflement, ainsi que la fig. 8, Pl. XI, l'indique.

Enrichissement ou appauvrissement à la rencontre de deux filons.

Cette règle, quoique générale, éprouve des exceptions.

Comparaison du gisement de l'étain en Saxe, en Cornouailles et à l'yriac.

En comparant les différens gisemens de l'étain oxidé en Cornouailles, avec ceux de ce minéral en Saxe, on trouve la plus grande analogie non-seulement pour les genres de gisement, mais même pour l'âge des filons. Ainsi, d'après la description que M. Manès en a donnée dans le 8e vol. des *Annales des Mines*, on voit que l'étain se trouve, en Saxe, en amas, en stockwerks et en filons, et qu'il n'en existe pas de véritablement disséminé dans la masse du granite. Ces trois genres de gisement ont exactement leurs correspondans en Cornouailles; mais ce qu'il y a de plus remarquable, c'est que le terrain de gneiss paraît être le plus riche en dépôts stannifères. Ce terrain, regardé par tous les géologues comme le passage du granite au schiste, correspond assez bien, par sa position, à la jonction du granite et du killas du Cornouailles, toutes les roches qui leur sont intermédiaires manquant dans cette partie de l'Angleterre, l'âge des gîtes stannifères est également resserré dans les deux contrées, entre les dernières parties du terrain granitique et la grauwacke, qui recouvre immédiatement les roches schisteuses; car ni en Saxe, ni en Cornouailles, on ne cite d'exploitation d'étain dans cette roche de transition. Un autre rapprochement, également fort intéressant, c'est qu'il existe en Allemagne plusieurs stockwerks d'étain disséminé dans un por-

phyre, notamment celui d'Altenberg, correspondant très probablement à l'elvan du Cornouailles.

Cette espèce de limite des dépôts stannifères, constatée dans les deux pays les plus riches en mines d'étain, se retrouve encore à Pyriac, sur la côte de Bretagne. Dans cette localité, ainsi que l'un de nous l'a décrit dans un rapport imprimé dans le 4e vol. des *Annales des Mines*, toute la côte, depuis Saint-Nazaire jusqu'à Penhareng, village situé à 2 kilomètres au sud-ouest de Pyriac, est composée de granite, auquel succède une formation schisteuse. C'est dans les 400 derniers mètres de la formation granitique, que commence la présence de l'étain, et l'on retrouve ce métal dans les roches schisteuses au-delà de Pyriac. L'étain oxidé n'a été reconnu jusqu'ici, sur cette côte, qu'en petits amas, n'ayant aucune relation entre eux : gisement qui, sur une échelle beaucoup plus petite, est analogue aux *tin-floors* du Cornouailles. Trompé sur les véritables gisemens de l'étain, les recherches ont été dirigées jusqu'ici principalement sur le granite ; mais il serait indispensable, si jamais on en faisait de nouvelles, d'explorer également le schiste. Il est d'autant plus probable que les petits amas d'oxide d'étain que nous venons de citer, ne sont pas les seuls gîtes de ce minéral sur cette côte de la Bretagne, que parmi les nombreux galets répandus sur la plage, beaucoup présentaient encore des formes cristallines ; tandis qu'on n'a trouvé aucun

cristal d'oxide d'étain dans les amas qui ont été reconnus et exploités dans le granite. Cette disposition du gisement de l'étain dans les parties les plus modernes du granite, est d'accord avec l'opinion que M. de Humboldt a émise dans son *Essai géognostique sur le gisement des roches*, que le granite stannifère est un des plus modernes.

Des filons de cuivre les plus anciens.

Direction. Il existe une assez grande variation dans les directions des filons de cuivre; seulement, comme il a déjà été dit, la moyenne se rapproche assez de la ligne est-nord-est.

La largeur de ces filons n'excède pas 6 pieds; mais quelquefois ils présentent des renflemens qui la portent jusqu'à 12. On ne connaît pas leur longueur : celui qui est exploité dans *United-mines*, a été reconnu sur une étendue de 7 milles.

Composition minéralogique des filons cuivreux (1). Le minerai de cuivre le plus abondant, est sans comparaison la pyrite cuivreuse. On trouve aussi, dans quelques mines, notamment près de Redruth, le cuivre vitreux ou cuivre sulfuré, cristallisé ou compacte, en assez grande quantité pour qu'il serve de minerai.

Le cuivre sulfuré n'est pas rare à *Cook's-Kitchen*, *Tincroft* et *Dolcoath*. On trouve aussi, mais accidentellement :

---

(1) Extrait du mémoire déjà cité de M. Daubrée.

Le fahlerz, principalement près de Saint-Austle.

La tennantite en très beaux petits cristaux, près de Redruth, à la séparation du granite et du schiste, et à Saint-Day.

Le cuivre oxidulé et le cuivre natif, surtout aux Consolidated-mines, Wheal-Buller et autres mines près de Redruth.

Le carbonate bleu et le carbonate vert.

Le phosphate en petite quantité.

Des arséniates, au moins de quatre variétés bien distinctes, notamment à Huel-Mustrell, Huel-Gorland, Huel-Unity.

Parmi les autres substances métalliques, la pyrite de fer, la pyrite arsénicale (*mundic*) et la blende (*blac-jack*), se présentent souvent.

La gangue la plus ordinaire est le quartz; quelquefois il est verdâtre. Elle renferme aussi, mais rarement, du spath fluor, à Wheal-Gorland, Wheal-Unity et Poldice.

La structure et la composition minéralogique de ces filons varie d'une manière remarquable; on pourrait peut-être les séparer assez rationnellement, d'après leurs caractères.

Souvent le filon est principalement formé de fragmens anguleux d'une substance verdâtre, qui a de l'analogie avec la roche encaissante, et qui probablement est cette même roche altérée; car, dans certains endroits, leurs contours se rapportent bien à ceux du toit ou du mur. Tous ces

morceaux sont cimentés par des veines plus ou moins puissantes de quartz, où la pyrite cuivreuse est irrégulièrement disséminée.

Filons argileux, accompagnans, salebandes.

La plupart des filons de cuivre sont accompagnés de petits filons argileux, appelés par les mineurs *fluckan of the lode*; ils sont souvent des deux côtés du filon, et correspondent alors aux salebandes de Werner; mais quelquefois ils sont d'un seul côté, et passent fréquemment d'un côté à l'autre; enfin, ils se séparent du filon sur un espace de quelques mètres, et le rejoignent bientôt.

Quelques mines ont aussi présenté, dans ces croisemens, ce fait singulier, que le filon était plus riche seulemeut d'un côté, et entièremeut stérile après l'intersection.

Il arrive quelquefois, mais rarement, que deux filons cuivreux viennent s'appliquer longitudinalement sans qu'il y ait eu intersection visible : dans ce cas, le filon présente un renflement en ce point, mais il se sépare ensuite (fig. 8, Pl. XI).

Autres accidents.

Des filons qui ont été stériles sur une certaine étendue, deviennent quelquefois productifs à une plus grande distance du jour : ce passage se fait par gradation. La nature de la gangue ne change pas entièrement; mais son état éprouve quelque modification : c'est ainsi que le quartz, au lieu de former des masses solides, devient pénétré de fissures dans tous les sens, et présente un grand nombre de cavités. Les mines dites *United-mines* présentent cet accident; dans d'autres cas, l'une

des parties composantes de la gangue augmente beaucoup en proportion : ainsi, lorsqu'elle est formée d'un mélange de quartz et de chlorite, le premier de ces composans diminue peu à peu, et il ne reste presque que de la chlorite pure ; ces changemens s'observent aussi fréquemment dans les mines d'étain.

Une longue expérience a fait connaître que les filons de cuivre sont généralement peu productifs dans un district de mines d'étain.

Nous avons déjà indiqué que les filons d'étain sont antérieurs à ceux de cuivre ; ces derniers sont, à leur tour, plus anciens que les cross-courses et les filons argileux ; car ils sont coupés également par ces deux genres de filons. Les fig. 3, 6, 9, 10, 11 et 12, Pl. XI, représentant des plans de mines, nous montrent cette disposition.

Des filons-croiseurs, CROSS-COURSES.

Ils sont composés quelquefois presque entièrement de quartz ; mais souvent ils contiennent une grande proportion d'argile. Leur composition, leur largeur.

Leur largeur est plus considérable que celle des filons d'étain et de ceux de cuivre ; elle va jusqu'à 36 pieds ; leur puissance moyenne est de 6 pieds.

Ils se dirigent quelquefois du nord au sud, ou du sud-ouest au nord-est, mais plus fréquemment du nord-ouest au sud-est. Leur inclinaison est aussi variable que leur direction : la plupart de Direction.

ceux qui se dirigent du nord-ouest au sud-est, plongent vers le nord-est; ceux qui courent du sud-ouest au nord-est, plongent vers le nord-ouest.

Leur influence sur les filons métallifères.

Les filons croiseurs causent souvent des dépenses considérables, en rejetant les filons et en influant sur leur richesse, qu'ils rendent quelquefois nulle; d'autres fois aussi ces filons, étant argileux, interceptent les eaux.

Parmi ces filons croiseurs, il en est un très remarquable, qui a été reconnu sur une grande étendue, depuis *Porth-towan*, sur la côte du canal de Bristol, jusque dans la paroisse de Saint-Agnès, et même jusqu'à la côte de la Manche, ainsi qu'on peut le voir sur la carte. Ce filon coupe et rejette tous les filons métallifères; ceux qui plongent à l'est sont rejetés de 100 mètres (50 fathoms), et ceux qui plongent à l'ouest, de 36 mètres (18 fathoms).

C'est probablement à ce genre de filons qu'on doit rapporter ces grands filons qui traversent, du nord au sud, la paroisse de Saint-Just, et qui sont appelés *guides* par les mineurs. Ils ont ainsi appelé ces filons, parce qu'ils supposent qu'en les suivant ils rencontrent des filons stannifères : on pourrait les appeler plus exactement *filons ferrugineux*, car ils contiennent une grande quantité de minerais de fer oxidé hydraté, d'hématite brune, et même de fer oligiste. Deux de ces filons ont été suivis sur une étendue de 3 milles, et un autre sur une étendue de 5.

Ces filons croiseurs sont, en général, improductifs en étain et en cuivre; cependant il existe, dans la mine d'étain de *Polgoòth*, un filon croiseur riche en étain, et c'est également sur des filons croiseurs que sont exploitées les mines de cuivre de *Huel-music* et *Huel-jubilee*.

Le plomb est le métal principal que présentent ces filons croiseurs : il en existe plusieurs près de Truro, où l'on exploite ce métal; ils se dirigent du nord au sud. C'est dans cette classe que l'on doit placer les filons de plomb des environs de Tavistock; on trouve aussi, mais rarement, dans ce système de filons, des minerais de cobalt, du sulfure d'antimoine, de la bournonite, de l'argent noir et de l'argent natif. Les fig. 3, 10 et 11, Pl. XI, montrent l'intersection des filons plus anciens par les filons croiseurs.

Ils sont en général stériles, sauf exception. Plusieurs contiennent du plomb, du cobalt, de l'antimoine et de l'argent.

M. de la Bèche a observé, en Devonshire, que la formation de la craie est traversée par des dislocations de même sens que ces filons croiseurs, et il regarde ceux-ci comme postérieurs aussi à cette formation.

Leur âge présumé.

Filons argileux.

On distingue deux classes de filons argileux par la manière dont ils se coupent : les uns sont appelés *cross-fluckans*, et les autres *slides*.

La puissance des premiers varie depuis quelques lignes jusqu'à 9 ou 10 pieds. L'eau ne les traverse jamais, quelle que soit leur puissance, et,

Premier système.

sous ce rapport, ils sont favorables à l'exploitation.

Leur direction est généralement nord et sud. Ils plongent vers l'est; ils coupent et rejettent tous les filons, excepté les *slides*, comme on le voit dans les fig. 6, 9, 10 et 11, Pl. XI.

Deuxième système.

Les *slides* forment probablement la dernière classe des filons variables; ils traversent tous les autres; ils sont composés d'argile dans un état plus terreux que dans les autres filons; ils sont généralement presque parallèles aux filons de cuivre et à ceux d'étain. Ces filons sont fort minces; rarement ils atteignent 1 pied d'épaisseur; ils sont peu inclinés à l'horizon, ce qui leur a fait donner le nom de *slides*, qui veut dire *glissement*.

Observations sur les filons du Cornouailles en général.

Dimensions des filons dans la profondeur.

Suivant les opinions que les géologues ont adoptées sur la formation des filons, les uns ont supposé qu'ils devenaient plus larges en s'approfondissant, les autres, au contraire, ont admis que ces fentes se resserraient et se terminaient en coin. Le Cornouailles fournit des exemples nombreux de l'un et l'autre cas. Tantôt les filons sont plus larges à leur partie inférieure, comme dans la mine de *Huel-Abraham*, et tantôt ils sont plus puissans à une certaine hauteur.

Lorsque deux filons se coupent, la direction du rejet (1) est intéressante à connaître pour le géologue comme pour le mineur. En Saxe, on donne pour règle générale, que la partie rejetée est toujours du côté de l'*angle obtus*, c'est aussi généralement le cas en Cornouailles; et plus l'angle est obtus, plus le rejet est considérable. Intersection des filons; direction du rejet.

Le grand filon de cuivre de *Carharack*, dans la paroisse de Gwennap, fig. 9, est un des exemples les plus instructifs d'intersection. La puissance de ce filon est de 8 pieds : il se dirige presque est et ouest, et plonge vers le nord, sous une inclinaison de 2 pieds par toise; sa partie supérieure est dans le killas, sa partie inférieure dans le granite. Le filon a subi deux intersections : la première résulte de la rencontre du filon appelé *steven's fluckan*, qui se dirige du nord-est au sud-ouest, et qui rejette le filon de plusieurs toises; la seconde a été causée par un autre filon, qui est presque à angle droit avec le premier, et qui fait éprouver un second rejet de 40 mètres (20 fathoms) du côté droit. La chute du filon se trouve donc, dans un cas, à droite, et dans l'autre à gauche; mais dans Exemple du filon de Carharack.

(1) Un filon peut être rejeté à la rencontre d'un autre filon, suivant une ligne qui se rapproche ou de son inclinaison ou de sa direction. Les mineurs du Cornouailles ont deux expressions différentes pour indiquer ces deux espèces de rejet; ils disent que, dans le premier cas, le filon est *heaved*, et que dans le second il est *started*.

l'un et dans l'autre, elle est du côté de l'angle obtus. Cette disposition est très singulière, car une partie du filon paraît être remontée, tandis que l'autre est descendue.

Exemple du filon de Huel-Peever.

La mine de cuivre et étain de *Huel-Peever*, fig. 13, Pl. XI, nous présente un exemple analogue. Cette mine, ouverte dans le killas, est exploitée sur deux filons, dont la direction est est et ouest, mais qui plongent l'un vers l'autre sous des inclinaisons opposées : celui qui plonge au nord est un filon d'étain; l'autre est un filon de cuivre, qui coupe le premier et lui fait éprouver un rejet.

Postérieurement à cette intersection, il s'est fait une autre dislocation dans les couches : les deux filons d'étain et de cuivre ont été coupés par un filon argileux; la force qui a agi à cette époque a causé un déplacement en sens opposé, de sorte que, dans un très petit espace, le filon présente deux intersections, dans l'une desquelles une partie du filon paraît être descendue, tandis que l'autre serait montée.

Le segment du milieu présente un désordre plus grand que les deux autres, il est plus large : la masse est très dérangée; on y trouve des fragmens de la partie supérieure du filon. Ce même bouleversement existe à la partie supérieure du segment inférieur. Le grand désordre qui règne dans le segment du milieu, doit être attribué à son élargissement, qui est dû lui-même à la chute du mur.

EXAMEN DES PRINCIPALES CIRCONSTANCES INFLUANT SUR LA RICHESSE DES FILONS MÉTALLIQUES EN CORNOUAILLES ET DANS D'AUTRES LOCALITÉS (1).

Les notions sur ce sujet ont sans doute encore du vague; car il est très difficile de bien observer au fond des mines, et jusqu'à présent les mineurs n'ont peut-être pas étudié toutes les circonstances avec le soin désirable. Nous allons rendre compte de celles qui ont été assez bien constatées pour le Cornouailles, en nous aidant des recherches de M. Frédéric Burr qui s'est occupé de coordonner ces observations; quoique certains résultats soient peut-être trop hasardés, il y a un fond de vérité qui n'est pas à négliger pour le mineur ou pour le théoricien.

Pour plus d'ordre nous partagerons ces circonstances en trois classes :

1°. Celles particulières au filon lui-même;

2°. Celles liées à la jonction, l'intersection et la position relative d'autres filons;

3°. Celles dues au changement des roches que le filon traverse.

---

(1) Extrait du mémoire de M. Daubrée (1837).

1°. Des circonstances particulières au filon lui-même.

Influence de l'inclinaison. Généralement une trop grande inclinaison du filon est contraire à son enrichissement; et le célèbre filon de *Vheal-Friendship*, en Devonshire, qui est moyennement incliné de 45° doit être cité comme une des rares exceptions à cette règle.

Souvent le même filon a des inclinaisons très variables dans ses différentes parties; et alors on observe toujours que les portions se rapprochant le plus de la verticale sont les plus productives. Cette remarque, qui a été faite, il y a déjà long-temps, s'accorde avec l'idée que la substance métallique était d'abord contenue à un état quelconque dans les roches encaissantes; car alors la quantité de cette matière répartie sur l'unité de longueur doit être en raison inverse de l'inclinaison.

Puissance. Relativement à la puissance, on a dit que, dans le même filon, les parties les plus larges étaient ordinairement les plus productives; mais il ne faut peut-être pas y ajouter une trop grande confiance.

Du gossan; sa manière d'être. Une des circonstances auxquelles on a le plus égard pour les mines de cuivre, en Cornouailles, est la présence du *gossan* dans la partie supérieure du filon. Cette substance, tantôt friable, tantôt compacte, est en général un mélange dans des pro-

portions diverses de quartz et d'oxide brun de fer. Elle se trouve à la partie supérieure de presque tous les filons de cuivre et est regardée, au commencement d'une exploitation, comme l'indication la plus décisive de ce que produira la veine. Le gossan de l'espèce qu'on regarde comme la plus favorable, est ocreux et fendu, surtout s'il renferme du cuivre à un état quelconque; mais à la célèbre mine de *Old-Crinnis*, par exemple, près de Saint-Austle il y est compact. Dans le district minéral de la Tamar, des filons de gossan ont produit à une profondeur peu considérable une quantité notable d'argent qui y était disséminé en particules fines, comme à Huelgoat, en Bretagne.

Le gossan est quelquefois argentifère.

Quelquefois aussi il y a de l'oxide d'étain dans le gossan.

Il est digne de remarque que le gossan qui est caractéristique de tous les filons de cuivre n'a été trouvé que très rarement, si toutefois il l'a été, dans les filons d'étain; cela est d'accord avec la supposition que cet oxide de fer est dû à la décomposition de la pyrite de cuivre.

Il se trouve exclusivement dans les filons de cuivre.

Les mineurs allemands considèrent aussi la présence du gossan comme d'une grande importance dans les filons de cuivre : ils lui donnent le nom de *eisen-hath* ou *chapeau de fer*.

La ramification d'un filon cause ordinairement un appauvrissement dans les branches; surtout si au lieu de se faire horizontalement, suivant sa direction, elle se fait dans sa profondeur, et inversement

De la ramification d'un filon.

pour la réunion des deux branches. Les observations de M. de Humboldt sur la mine de *Vetamadre*, à *Guanaxato*, annoncent la même chose; là, par exemple, où les trois branches du filon se réunissent en un, il y a une puissance de 70 à 80 pieds, et il y a une richesse extraordinaire.

De la variation dans la profondeur.

La production des diverses parties du filon semble être influencée par leur profondeur au-dessous de la surface. Au milieu de la complexité des cas, M. Frédéric Burr a cru reconnaître les deux règles suivantes qui semblent en effet se vérifier assez bien en Cornouailles.

1°. Le degré de richesse s'accroît jusqu'à une certaine profondeur où il reste à peu près stationnaire; après quoi on le voit plus bas s'appauvrir de plus en plus, aussi loin au moins que nos mines les plus profondes peuvent le faire voir.

2°. Il y a des cas où le filon est productif presque à partir de la surface; alors il continue à peu près de même jusqu'à une profondeur qui est beaucoup moindre que dans le premier cas; puis il décroît.

Ainsi, par exemple, dans le célèbre district des mines de Gwennap, le dépôt de minerai commence profondément, au moins à 250 ou 300 pieds de la surface, et là les mines ont 1200 et même quelques-unes 1800 pieds. Dans le voisinage de Saint-Austle, au contraire, où l'on trouve ordinairement le minerai à quelques mètres de la surface, la

richesse de la plupart des mines a beaucoup décru de 550 pieds à 600 pieds de la surface.

2°. *Des circonstances influant sur la production des filons, et qui sont liées à la jonction, à l'intersection et à la position relative d'autres filons.*

Nous avons déjà dit plus haut que la réunion de deux branches ou de deux filons est très ordinairement favorable à l'enrichissement. Cependant quelquefois on a observé un appauvrissement quand les deux filons avaient une inclinaison différente. Réunion de deux filons.

Les intersections d'un filon par d'autres ont beaucoup d'influence sur la nature de son contenu, et l'on peut dire en général que les portions les plus riches sont celles voisines des intersections. Influence de l'intersection des filons entre eux.

Ainsi le grand filon croiseur dirigé du nord au sud, dans la paroisse de Gwennap, coupe de nombreux filons est-ouest en les enrichissant, et tout le long de ce croiseur, on voit les riches mines de Consolidated, United, Wheal-gorland, Wheal-unity, Wheal-jewel, etc. Aussi a-t-on dit que ce grand filon croiseur était *le père de tous les filons de Gwennap.*

Quant à la couleur, ou plutôt à la substance qui produit la couleur de la roche, il y a aussi quelques règles locales. Dans la paroisse de Gwennap, il existe un banc de killas rougeâtre dans lequel De la couleur.

les filons de cuivre deviennent *constamment* improductifs; à *Godolphin*, les filons étaient riches dans le killas bleu et pauvres dans celui de couleur foncée; à *Poldice* et à *Huel-fortune*, de même, etc. En général, les mineurs du Cornouailles trouvent le killas pâle et blanchâtre plus productif que celui de couleur foncée.

Une foule d'autres filons du Cornouailles sont dans un cas analogue, et il n'est pas besoin de les citer tous. Dolcoath, Cook's-kitchen, Great-crinnis, Pembrock, sont les principaux. Les riches dépôts de Wheal-friendship, près de Tavistock, qui ont donné un profit de 5 à 7 millions, étaient situés près des croiseurs.

Quelques anomalies à cette remarque.

Il y a quelques anomalies singulières à cette remarque; c'est que le filon est enrichi sur un côté seulement, l'autre étant tout-à-fait improductif; c'est ce qui est arrivé à Wheal-jewel et Tolcorne, près de Redruth.

Position relative des filons.

Enfin, quant à la position relative des autres filons, on peut dire que si un filon est riche dans un point, il y a lieu d'attendre des découvertes sur les parties des filons placées vis-à-vis de lui; ce qu'exprime le proverbe des mineurs : *Ore against ore; minerai contre minerai.*

3°. *Influence d'un changement ou d'une modification de la roche encaissante.*

On a souvent des exemples évidens de ce genre d'influence par l'enrichissement ou l'appauvrissement subit en passant d'une roche dans une autre, ou même quand une même roche change de nature.

Dans le Cornouailles, il est d'abord évident que la plupart des grandes masses de minerai sont concentrées dans le voisinage de la jonction du granite et du killas. Dans le district de Sainte-Agnès, ainsi qu'à Polgooth, les mines sont, il est vrai, à une certaine distance du filon; mais le pays est traversé par d'immenses masses d'elvan d'une nature ayant quelque ressemblance avec le granite; de sorte que la règle citée peut encore s'étendre jusque-là. Concentration des dépôts métallifères près de la jonction du granite et du killas.

Quand on passe aux détails, on trouve certains faits qui semblent n'être pas en concordance. Ainsi le filon d'elvan de *Great-work* n'est productif que dans le granite, tandis que ceux du *Wheal-vor* qui en sont distans de 1200 mètres sont entièrement dans le schiste, et s'arrêtent au granite. Les riches dépôts de cuivre exploités à *Penstrathal* et à *Tresavean* sont situés dans le granite, et ceux des *Consolidated* et *United-mines* se trouvent dans le killas. L'énorme abondance du minerai de cuivre, à *Wheal-Alfred*, l'une des mines les plus riches Exemples de variations dans l'influence des mêmes roches.

du Cornouailles, était concentrée dans un vaste filon d'elvan; et à *Lanescot* le schiste talqueux (*greenstone*), qui alterne avec le schiste argileux, fut très productif. Dans les environs de Saint-Austle, l'étain est répandu dans le granite avec une abondance remarquable; cependant les deux plus riches mines du district, *Charlestown* et *Polgooth* sont situées dans le killas, etc.

Il y a donc ici contraste avec ce qu'on observe ordinairement dans des roches moins anciennes, dans le Cumberland, par exemple, où l'enrichissement a lieu dans certaines espèces de roches. D'après cette variation qui se remarque en Cornouailles, ainsi que ces effets analogues produits par des roches fort différentes, comme le granite et le schiste, il semble qu'au lieu d'exercer sur les filons une influence *positive*, résultant, par exemple, de leur composition chimique, les roches influent plutôt par leur nature; dans sa théorie, Mr R. Fox suppose que ces variations sont dues à ce que les mêmes sortes de roches se trouvaient à des états électriques différents.

Dureté de la roche encaissante.

La dureté de la roche paraît aussi influer sur la situation des parties productives des filons. Ainsi, quelle que soit la roche, l'enrichissement est ordinairement plus grand quand le sol est tendre que lorsqu'il est dur. A *Penstrathal*, les portions les plus riches sont situées au milieu du granite friable qui est intercalé au milieu du granite dur. Des faits analogues se remarquent à *Wheal-*

squire, qui est dans un schiste tantôt tendre, tantôt compacte; et pour le filon de *Wheal-Alfred* qui est coupé par des filons d'elvan les uns durs, les autres tendres.

Les mineurs ont aussi fait des remarques relativement à la structure minéralogique de la roche encaissante. La structure de la roche influe aussi.

Supposition sur le remplissage des filons métalliques.

Comme il règne une grande obscurité sur le remplissage des filons métalliques, il n'est peut-être pas déplacé de rendre compte ici de quelques efforts faits pour éclaircir ce sujet, quand même l'explication serait sujette à objections. Mr R. Fox a émis là-dessus une idée assez nouvelle, mais qu'il a sans doute poussée trop loin dans ses conclusions; aussi je n'en parlerai que brièvement.

Il considère comme la plupart des géologues, le plus grand nombre des filons comme étant dus à des fissures produites postérieurement aux dépôts des roches, et à diverses époques; beaucoup d'entre elles se sont ouvertes graduellement à mesure qu'elles se remplissaient.

Les fissures ne diminuant pas de puissance aux endroits les plus bas jusqu'où on les a suivies, c'est-à-dire à plus de 2000 pieds en Cornouailles, et davantage ailleurs, doivent s'être prolongées à une profondeur fort considérable, et par conséquent L'eau remplissant les fissures, devait avoir un pouvoir dissolvant considérable.

la température des parties inférieures devant être extrêmement élevée, comparativement à celle de la surface. L'eau, chargée de sels métalliques et autres, affluait naturellement des roches voisines dans cette fente, soit en découlant des parois, soit qu'elle provînt de l'injection de sources, et à la température qu'elle avait vers le bas, elle devait avoir un pouvoir dissolvant fort considérable (il est évident que la grande pression empêcherait sa réduction en vapeur). Les sources thermales d'Islande qui arrivent à la surface, avec une température peu élevée, comparativement à celle dont il s'agit, dissolvent une forte proportion de silice, qui forme aussi la principale gangue de ces filons très anciens.

Par suite de la grande différence de chaleur entre le bas et le haut, il devait s'établir dans ce liquide un courant ascensionnel, et un autre courant descendant; et l'eau qui arrivait vers le haut de la fente devait déjà y déposer une partie des substances dont elle était peut-être saturée à la température du bas, principalement de la silice.

Mais, en outre, en suivant ces idées, il semble que l'électricité ait dû y jouer un rôle; on sait en effet, par les nombreuses expériences de M. Becquerel, que des dissolutions salines différentes donnent lieu par leur action réciproque à un courant.

Et l'on conçoit que si cette circonstance a eu

lieu ici, l'action a dû être plus intense que d'ordinaire par suite de la haute température.

Mais ce qui me semble moins improbable, c'est que cette masse de liquide, rendue encore plus conductrice par les sels qu'elle contenait en dissolution, pouvait donner naissance à des courans thermo-électriques. On connaît en effet ce fait observé d'abord par Seebeck, que : un circuit composé de deux métaux étant chauffé près de la soudure, il s'établit un courant dans ce conducteur. M. Becquerel, qui ensuite a bien approfondi ces phénomènes, a aussi généralisé le fait précédent. Si l'on soude l'une et l'autre les deux extrémités du fil de platine de manière à former un circuit d'un seul métal, si on l'échauffe en un quelconque de ses points, il n'en résulte aucun courant; mais si l'on fait un nœud en quelque endroit, et qu'on chauffe une partie voisine de circuit, un courant se manifeste; ce qui ne peut être attribué qu'à une différence de propagation de la chaleur des deux côtés du foyer.

Production de courans thermo-électriques dans cette hypothèse.

Or, dans cette masse d'eau conductrice, la même chose est peut-être arrivée, quoiqu'elle fût sans doute d'une nature assez homogène en des points situés à la même profondeur; mais on conçoit que des fragmens de la roche encaissante, ou des dépôts déjà amassés en un certain point aient ralenti la propagation de la chaleur dans cette partie; il devait donc dans cette hypothèse y avoir courant.

Les roches humides sont conductrices de l'élec-

tricité, mais beaucoup moins qu'une dissolution chargée de sels; et s'il se développait de l'électricité, le courant devait naturellement suivre la fente. Le courant agissait alors sur la dissolution qui y était, et il s'en précipitait des substances à l'état de combinaisons variées.

J'ai déjà fait remarquer que la variation de la richesse du filon, lorsqu'il passe d'une couche dans une autre, doit provenir non-seulement de la composition chimique de la roche, mais aussi de son état électrique qui peut varier pour des roches de même composition chimique quand leur nature est différente. Du moins, jusqu'à présent on n'a pas donné d'autre raison de ce fait, observé, par exemple, près de Breage : les filons d'étain s'interrompent en passant du granite dans le killas. A Great-work, et, au contraire, à Wheal-vor qui en est très rapproché, d'autres filons cessent en quittant le killas pour entrer dans le granite.

Enfin le magnétisme terrestre, qu'on peut assimiler à des courans, quelle qu'en soit la cause, a pu aussi jouer dans ce phénomène un rôle aussi important que la chaleur.

Du reste, ces combinaisons des élémens entre eux, quand même elles seraient le résultat d'un principe simple, ont dû se compliquer beaucoup par différentes causes. Ainsi, après que diverses substances se furent disposées au même endroit, elles ont pu ensuite réagir les unes sur les autres par suite de leur nouvelle position. Les cris-

taux pseudomorphes, et d'autres faits semblent indiquer une action secondaire.

4°. Du minerai d'étain d'alluvion.

Position géographique.

L'oxide d'étain se trouve disséminé, soit dans les alluvions qui recouvrent la pente de la plupart des collines peu inclinées qui avoisinent les lieux riches en mines d'étain, soit dans les alluvions qui remplissent les vallées qui serpentent au pied de ces collines; mais dans ces dépôts assez fréquens, l'étain est rarement disséminé en assez grande proportion pour qu'on puisse l'en retirer avec avantage. Les exploitations les plus importantes du minerai d'alluvion, sont groupées aux environs de Saint-Just et de Saint-Austle; on les appelle *stream-works* (1), parce que l'eau est le principal agent que l'on emploie pour isoler les galets d'oxide d'étain du sable dans lequel ils sont disséminés.

Stream-works de Saint-Just.

Les stream-works les plus importans de la paroisse de Saint-Just, sont épuisés depuis longtemps, il n'y en a plus que trois actuellement en exploitation : ce sont ceux de *Leswhidden-moor*, *Bostraze-moor* et *Numphra moor*. L'épaisseur du terrain d'alluvion qui recouvre la couche stanni-

(1) Le mot *seifen-werk*, nom que les Allemands donnent aux mines d'étain de lavage, répond exactement à *stream-work*.

fère, dans ces exploitations, varie de 5 à 10 pieds. Les galets et les grains d'étain sont mêlés indistinctement avec la partie inférieure des dépôts sablonneux et argileux.

Détails sur les stream-works de Pentowan.

Les stream-works les plus étendus et les plus productifs, sont ceux de Pentowan, près de Saint-Austle. Le terrain d'alluvion qui recouvre ce gîte de minerai d'étain, varie de 20 à 70 pieds d'épaisseur, suivant le point de la vallée où l'exploitation est ouverte. Dans un de ceux que nous avons visités, on observe les couches suivantes :

Couches qui forment le terrain.

	p.	po.
1. Terre végétale	0	8
2. Gravier, sable micacé et argile grossière formant différentes petites couches	8	3
3. Argile légèrement colorée, contenant un peu de mica et de racines	5	3
4. Tourbe noirâtre très argileuse	4	1
5. Argile légèrement colorée	2	4
6. —— endurcie, contenant une assez grande quantité de phosphate de fer	3	10
7. Sable de mer très argileux	5	»
8. —— — — mélangé de mica, de coquilles et de fragmens de killas	4	»
9. Sable de mer plus grossier	6	»
10. Argile sableuse bleuâtre assez solide, contenant une grande quantité de coquilles récentes	8	»
11. Sable de mer avec de gros galets	6	»
12. —— contenant des galets d'étain et un grand nombre de galets de roches anciennes	6	»
	69	5

La vallée dans laquelle est déposée cette alluvion, est creusée dans un killas, qui est ici une grauwacke bien prononcée. Elle contient des fragmens de schiste argileux.

On trouve quelquefois dans cette alluvion divers débris d'animaux, tels que des cornes de daim et de bœuf sauvage; ces dernières sont quelquefois d'une grande dimension.

Le sable d'étain se trouve toujours disséminé uniquement à la partie inférieure du dépôt, laquelle est composée de galets, de roches anciennes. Ces caractères de ce dépôt conduisent à conclure que l'alluvion stannifère est ancienne, et qu'elle a été formée en une seule fois et non par parties, à des époques différentes: car s'il en était autrement, les différentes couches dont ce terrain de transport se compose, devraient nous présenter des alternatives de dépôts stannifères. **Etain à la partie inférieure.**

L'oxide d'étain (1) est disséminé dans l'alluvion, soit en sable très fin, soit en galets de dimensions différentes. Dans les plus gros il est associé avec du quartz, de la chlorite, et d'autres substances pierreuses analogues à celles qui forment les filons d'étain exploités dans le Cornouailles. Cette asso- **Nature des galets.**

(1) On y trouve aussi des galets d'étain concrétionné, *étain xiloïde, étain de bois.* Pendant long-temps on ne connaissait cette variété d'oxide d'étain que dans le terrain de transport. Nous avons indiqué plus haut, page 211, qu'on la trouvait en petits filons, etc.

ciation prouve, d'une manière certaine, que c'est à la destruction des filons d'étain qu'est due la formation de ces alluvions stannifères : une particularité très remarquable que présentent ces galets d'étain, est l'absence de tout mélange d'autre matière métallique, sinon de quelques nodules de fer hématite qui l'accompagnent quelquefois. Cette circonstance rend le minerai des stream-works susceptible de donner un étain très pur.

Nous avons visité une exploitation, située plus haut dans la même vallée, et appelée pour cela *Pentowan-higher stream-works*.

La vallée dans laquelle cette alluvion repose, est formée de grauwacke bien prononcée, dont la surface est fort inégale, car la puissance du dépôt varie de 20 pieds à 60 pieds. Cette alluvion est composée de substances de natures diverses, irrégulièrement associées; voici, *en gros*, en quoi elle consiste à l'endroit où nous l'avons vue :

La partie inférieure, qui est la seule exploitée pour l'étain, renferme, sur une épaisseur de 5 à 10 pieds, de très gros débris : ce sont, en grande partie, des fragmens des diverses variétés de granite, atteignant quelquefois 2 pieds, et des débris de killas vert pâle, qui abonde dans la contrée; on y reconnaît aussi des morceaux formés de quartz et de chlorite, analogues à ceux que renferment les petits filons de Carclàze; ceux-ci sont quelquefois stannifères; l'oxide d'étain se trouve

dans ce dépôt, soit en sable fin, soit en galets de différentes dimensions.

Au-dessus se trouve un banc stérile en étain, qui occupe la plus grande hauteur du dépôt. C'est en grande partie une terre d'un gris noirâtre, légèrement plastique; elle renferme une grande quantité de débris de bois et de noisettes, et probablement sa couleur foncée est due à la décomposition de quelques-uns de ces végétaux. Nous y avons aussi trouvé trois très gros arbres, avec leurs racines, ayant la position verticale : le tissu ligneux est bien conservé, seulement il est fendillé; le banc présente çà et là des veines irrégulières de débris plus grossiers.

Enfin, entre le sol et cette couche de dépôt fin, il y a environ, sur 7 pieds d'épaisseur, une couche de débris grossiers, de même nature, mais cependant beaucoup plus petits que ceux du dépôt inférieur.

Le dépôt de Carnon est situé près de l'extrémité d'une branche navigable de la Fall, qui reçoit plusieurs rivières venant des collines Stythians et de Gwennap. Ces collines sont formées de granite et de killas. Quoique probablement aucune autre localité ne présente, sous la même étendue, une abondance de dépôts métallifères telle que le district de Gwennap, l'alluvion ne renferme jamais de cuivre, ni de plomb; la partie stannifère ou *tin-ground*, contient en outre de petits morceaux de blende et quelques nodules d'hématite. Dépôt de Carnon.

La pente de la vallée, depuis son origine jusqu'à Carnon, est d'environ 3°; à Carnon, elle acquiert une largeur de 300 mètres. La surface de la partie stannifère ou *tin-ground*, est aussi inclinée de 3° sur toute sa longueur; la moyenne de son épaisseur, qui est très variable, est de 4 pieds environ.

A Treloy, près de Saint-Columb-Minor, on a trouvé, dans cette alluvion, des antiquités supposées celtiques.

Remarques sur les *stream-works*.

Quoiqu'on ait beaucoup discuté sur l'origine de ces puissans dépôts, on n'a pas encore expliqué toutes les circonstances qu'ils présentent, et ce n'est pas le lieu de les discuter ici. La présence de l'étain dans la partie inférieure seulement, a fait supposer que ce dépôt a été formé en une seule fois, et non par parties, à des époques différentes, sans quoi l'étain se trouverait probablement sur toute la hauteur.

Les mineurs ont remarqué un fait qui s'explique facilement, c'est que là où les flancs de la vallée sont plus durs, elle est aussi plus étroite; la couche stannifère est en cet endroit d'une épaisseur moindre, mais plus riche; les autres fragmens sont aussi plus gros que là où la vallée est plus large.

Exemple d'étain concrétionné trouvé aussi en filon.

On a souvent affirmé que l'étain d'alluvion n'a probablement jamais été en filon, ni en stockwerk, parce que, dans ces gisemens, on ne l'avait pas trouvé veiné et fibreux comme l'*étain de bois* (*wood-tin*), ou la variété de tryoïde, ou celle résinoïde. Mais M. Carne les a trouvés, il y a

quelque temps, à 2 lieues de Penzance, dans le petit filon de Garth. Ce filon, qui est exploité au milieu du granite, est principalement formé de quartz, feldspath et chlorite, présentant une structure granitoïde; l'oxide d'étain y est disséminé, ainsi que du carbonate de fer.

On ne peut assigner exactement par quels moyens ces galets, arrachés des filons, ont été débarrassés des substances métalliques avec lesquelles, suivant toute probabilité, ils étaient associés. Cependant, quand on considère que l'hématite et l'oxide d'étain, minéraux presque indestructibles, sont les seuls minéraux métalliques qu'on trouve dans les dépôts de cette nature, on est conduit à cette conjecture très naturelle, que les arséniates et les sulfures, qui accompagnent ordinairement l'oxide d'étain dans la nature, ayant été décomposés, ont été ensuite enlevés postérieurement par l'action des eaux.

DEUXIÈME PARTIE.

DES EXPLOITATIONS DU CORNOUAILLES.

Divisions. En décrivant le gisement du cuivre et de l'étain dans le Cornouailles (page 206), nous avons vu que ces métaux existent en filons; que l'étain forme en outre de petits filons ou *stockwerks* dans le granite et dans l'elvan, et que ce métal est quelquefois disséminé dans certaines couches d'alluvion.

Le premier de ces gisemens est toujours exploité par puits et galeries : les *stockwerks*, qui sont aussi généralement exploités de la même manière, le sont cependant quelquefois à ciel ouvert, et dans ce cas particulier, la roche dans laquelle l'étain est disséminé étant friable, l'eau est employée pour faciliter l'opération; enfin, les couches d'alluvion, étant toujours horizontales et recouvertes d'une petite épaisseur de terrains meubles, sont exploitées à ciel ouvert et par banquettes. Ces différens modes de travaux, que l'on emploie pour extraire l'étain et le cuivre, nous conduisent à diviser ce que nous dirons sur les exploitations du Cornouailles, dans les trois articles suivans :

1°. Exploitations souterraines des amas stannifères des filons d'étain et de cuivre; Exploitations souterraines des amas stannifères et des filons d'étain et de cuivre.

2°. Exploitations à ciel ouvert des *stockwerks* stannifères;

3°. Exploitations à ciel ouvert des dépôts d'alluvion stannifères appelés *stream-works*.

Nous avons indiqué, page 213, que les filons du Cornouailles forment trois groupes. Nous allons faire connaître succinctement les exploitations les plus remarquables qui y existent.

Le district qui s'étend depuis Truro jusqu'au cap de Land's-End, est celui qui renferme le plus grand nombre de mines. Ces mines, loin d'y être éparses, sont accumulées sur un petit nombre de points. La paroisse de Saint-Just, située à son extrémité ouest, est la partie dans laquelle les filons stannifères sont les plus rapprochés; mais ces filons sont généralement peu puissans et peu riches, et aucune des nombreuses mines qui y sont ouvertes n'a individuellement une grande importance : les plus renommées, tant par leur richesse que par l'étendue de leur exploitation, sont les mines de cuivre des environs de Redruth; on y remarque principalement celles qu'on désigne sous les noms de *Consolidated-mines*, *United-mines* et *Poldice-mine*. Nous avons visité ces mines avec détail, et nous allons en donner une courte description; nous parlerons aussi des mines de Bottalack et de Wherry, dont les travaux sous-marins sont d'un grand intérêt.

Description de la mine de cuivre connue sous le nom de *Consolidated-mines.*

La mine de cuivre connue sous le nom de *Consolidated-mines*, est ouverte sur un filon qui traverse le killas, en se dirigeant à peu près de l'est à l'ouest, et en plongeant vers le Nord, sous un angle d'environ 80°; sa puissance varie de $\frac{1}{2}$ mètre à 3 mètres. La gangue est un quartz tantôt pur, tantôt coloré par le mélange d'une matière terreuse verte. Ce filon présente souvent des bandes de plusieurs pouces d'épaisseur de pyrites sans mélange; on y observe aussi, entre le filon et la roche, des amas incohérens de fragmens de quartz et de pyrites, qui paraissent devoir être considérés comme des salebandes. Elles sont d'une richesse surprenante et de l'exploitation la plus facile; elles laissent filtrer une grande quantité d'eau fortement chargée de sulfates.

Outre ce filon principal, les travaux ont fait connaître quelques filons métallifères d'une moindre puissance, qui lui sont à peu près parallèles, et qui peut-être n'en sont que des branches. On a aussi rencontré dans cette mine des filons croiseurs, qui sont généralement stériles, excepté près des points où ils coupent les autres filons.

Ces filons latéraux ne sont pas exploités, quoique leur richesse surpasse souvent celle de certains filons qui forment, dans d'autres pays, l'objet d'exploitations importantes. M. Nordenskiold, qui voyageait en même temps que nous en Angleterre, nous a assuré qu'ils étaient plus riches que ceux sur lesquels sont ouvertes les mines de

Finlande; mais les dépenses de l'exploitation sont si considérables en Cornouailles, que le produit de ces filons ne pouvait les couvrir.

Le filon de pyrites traverse un filon d'elvan.

Travaux d'exploitation.

Les travaux d'exploitation sont disposés par gradins renversés, et les travaux préparatoires sont conduits d'après les principes généralement suivis. Les grands puits d'épuisement et d'extraction sont verticaux et ouverts du côté du toit du filon, de manière à le traverser à une certaine profondeur. Ces puits descendent jusqu'au point le plus bas de l'exploitation; à mesure que les travaux s'enfoncent, au moyen d'ouvrages exécutés dans le filon, on approfondit les puits et on les met en communication, vers leur fond, avec chaque nouvelle galerie d'allongement, au moyen des galeries de traverse. En ce moment, les grands puits ont 160 toises de profondeur. Ils sont oblongs et divisés en deux compartimens: l'un sert à l'extraction, et l'autre au jeu des pompes. Leur boisage n'a rien de remarquable: on est obligé de l'exécuter avec beaucoup d'économie, tout le bois employé dans ces mines étant tiré de Norwége.

La descente des ouvriers a lieu par des puits inclinés creusés dans le filon: les échelles sont légèrement inclinées; elles sont interrompues de 10 en 10 toises par des planchers; les échelons sont en fer: pour les empêcher de tourner sous le pied, on leur a donné la forme d'un fleuret de

mineur; un des deux bouts est rond, et l'autre est taillé en forme de coin. Le premier traverse l'un des montans, et le second est chassé dans l'autre montant.

L'extraction s'opère, ou par le moyen de manéges (*horse-gins*), ou avec des machines à vapeur, le plus souvent à haute pression.

Les manéges ne sont employés que pour élever le minerai des niveaux supérieurs; ils sont en général de petite dimension, de la construction la plus simple, et ne sont même pas couverts. Ils sont composés d'un seul arbre transversal, à chaque extrémité duquel on peut atteler deux chevaux de front. Un homme suspendu à l'extrémité de l'arbre, les fouette et les fait aller au trot.

L'épuisement, qui est une des dépenses les plus considérables de l'exploitation, tant à cause de la quantité d'eau, qu'à cause de la profondeur de la mine, s'exécute au moyen de pompes aspirantes et foulantes, de 120 pieds de longueur; les tiges de tous les pistons sont attachées à une maîtresse tige, suspendue à l'extrémité du balancier d'une machine à vapeur.

Machines à vapeur pour l'épuisement.

Il y a sur cette mine trois machines à vapeur d'une très grande puissance, destinées à l'épuisement : celle qu'on appelle *maria-engine* est de la première force et de la construction la plus perfectionnée.

Le cylindre a 90 pouces anglais ($2^{m},301$) de diamètre intérieur, et la course du piston est de

9 pieds 11 pouces anglais (3^m,054); il est simple et entouré d'un revêtement en briques, destiné à prévenir la diffusion de la chaleur. La vapeur est introduite dans la partie supérieure du cylindre pendant le commencement de la descente du piston, à une pression capable de faire équilibre à une colonne de mercure de 60 pouces anglais (1^m,545); l'introduction de la vapeur cesse lorsque le piston est descendu d'une certaine quantité, qu'on peut augmenter ou diminuer à volonté. Pendant le reste de la descente, le piston n'est pressé que par cette vapeur, qui se débande progressivement. Pendant ce mouvement, le dessous du piston communique avec le condenseur. Lorsque le piston remonte, les communications entre le cylindre et le condenseur, et entre le cylindre et les chaudières, sont fermées. Le dessous du piston est mis en communication avec le dessus, de manière que le piston étant également pressé des deux côtés, il ne remonte que par la réaction des masses qu'il avait soulevées en descendant : ce n'est donc que pendant la descente du piston qu'il y a de la force vive développée par la vapeur.

La communication entre les chaudières et la partie supérieure du cylindre, entre le dessus et le dessous du piston, et entre la partie inférieure du cylindre et le condenseur, est établie ou suspendue au moyen de trois soupapes. Leur mouvement est réglé, comme dans la plupart des

machines, par une bièle, mue par le balancier, à laquelle sont attachés des mentonnets, qui choquent des leviers coudés : celui de ces mentonnets qui ferme la soupape d'introduction de la vapeur, peut être élevé et abaissé au moyen d'une vis de rappel. Par ce procédé simple, on rend plus ou moins long le temps pendant lequel la communication entre les chaudières et le dessus du piston est ouverte, et par suite on rend plus ou moins considérable la quantité de vapeur introduite. Le jour de notre visite, la vapeur n'était introduite que pendant environ la sixième partie de la course du piston (18 pouces anglais).

Lorsque le piston atteint l'extrémité inférieure de sa course, le balancier s'appuie sur un ressort portant une sonnette, dont le bruit fait connaître que le jeu de la machine a tout son développement. Quand ce ressort n'est pas choqué, ce qui annonce que la charge des pompes est trop forte relativement à la quantité de vapeur introduite, on augmente un peu cette masse de vapeur, en allongeant la partie de la course du piston, pendant laquelle la vapeur arrive de la chaudière.

Les dimensions des machines à vapeur employées à l'épuisement, étant calculées pour un maximum d'eau à élever, les pompes marcheraient souvent à vide, si l'on faisait produire à la machine tout son effet.

Pour obvier à cet inconvénient, la mise en mouvement du piston est déterminée par le jeu d'un appareil indépendant de la machine, et qui permet de faire varier, à volonté, le temps qui s'écoule entre deux coups de piston successifs. Cet appareil consiste principalement en un flotteur portant une tige garnie de deux arrêts; ce flotteur nage dans un bassin, dans lequel tombe sans cesse un filet d'eau. A mesure que le bassin se remplit, la tige s'élève, un des arrêts vient choquer une détente, qui, en permettant la chute d'un contre-poids, détermine l'ouverture subite de la soupape d'introduction de la vapeur; l'autre arrêt ouvre en même temps la communication du dessous du piston avec le condenseur. Presque au même instant, l'eau du bassin arrive au point le plus haut d'un siphon, par lequel elle s'écoule: le flotteur redescend pour recommencer à monter l'instant d'après; le temps de son ascension, qui est égal à l'intervalle entre deux coups de piston, dépend uniquement de la rapidité avec laquelle on laisse le bassin se remplir.

Appareil pour régler le nombre de coups de piston.

La tige du piston est attachée à l'une des extrémités du balancier, au moyen d'un parallélogramme de la construction ordinaire : la maîtresse-tige des pompes est suspendue à l'autre extrémité, au moyen d'une chaîne et d'un arc de cercle. Les tiges des pompes à eau froide, à eau chaude et à air, sont également mises en mouvement par la seconde partie du balancier; elles

sont placées, ainsi que la maîtresse-tige, hors du bâtiment qui contient la machine.

L'orifice du puits n'est pas couvert; au-dessus se trouve une forte molette, destinée à manœuvrer la maîtresse-tige : celle-ci est formée de poutres de sapin réunies par le trait de Jupiter, que fortifient des barres de fer.

Deux chaudières continuellement en feu alimentent cette machine, et pour qu'on ne soit pas obligé d'arrêter le travail quand une chaudière a besoin d'être réparée, il y en a une troisième dans le bâtiment où elles sont placées. Ces chaudières sont en fer battu, et consistent chacune en deux cylindres, placés l'un dans l'autre, et dont les axes sont parallèles, mais non identiques. L'axe du cylindre intérieur étant un peu au-dessous de celui du cylindre extérieur, l'eau est contenue dans l'anneau compris entre les deux cylindres; le plus petit sert de foyer : la grille est placée un peu au-dessous de son axe.

Il n'existe pas dans le Cornouailles de machines plus puissantes que celle que nous venons de décrire succinctement. Le jour de notre visite, elle produisait un effet de 109 chevaux; le maximum que nous pensons qu'elle puisse produire est de 308 chevaux (1).

Calcul de la force vive développée par cette machine à vapeur.

(1) D'après ce qui a été dit plus haut,

La tension de la vapeur sortant de la chaudière, exprimée en colonne d'eau, est égale à $20^{m},941$.

Mine de cuivre appelée *United-mines*.

La mine dite *United-mines* présente un développement de travaux aussi étendus que ceux des *Consolidated-mines*. Les filons qu'on exploite dans ces deux établissemens sont parallèles, et distans

---

Le diamètre du cylindre est de $2^m,310$ (90 pouces anglais).

La course du piston est de $3^m,054$ (9 pieds 11 pouces anglais).

Enfin, la partie de la course pendant laquelle la vapeur est introduite, est égale à $0^m,462$ (18 pouces anglais).

De là il est aisé de conclure, d'après la Note sur les machines à vapeur, par M. Combes, insérée dans le IXe volume des *Annales des Mines*, pages 441, qu'en faisant abstraction de la tension de la vapeur dans le condenseur, on a, pour l'expression de la force vive produite pendant la descente du piston, la formule suivante :

$$\frac{1}{4}\pi\,(0^m,462)\,(2^m,310)^2\,(20^m,941)\left(1+\int_{x=3,054}^{x=0,462}\frac{dx}{x}\right):$$

formule qui donne, en intégrant et remplaçant x par ses valeurs,

$$(0,7853)\,(0^m,462)\,(20^m,941)\,(2^m,310)^2\,[1+(\log 3^m,054-\log 0,462)].$$

Cette intégrale est en logarithmes hyperboliques ; pour passer aux logarithmes ordinaires, il faut multiplier par le logarithme hyperbolique de 10, ce qui donne

$$(0^m,7853)\,(0^m,462)\,(20^m,941)\,(2^m,310)^2\,[1+\log 10\,(\log 3,054-\log 0,462)];$$

d'où l'on déduit enfin que la force vive développée pendant la descente du piston, équivaut à 118,89 mètres

seulement de quelques centaines de mètres; leur composition et leur position géologique sont entièrement analogues.

Mines de cuivre et d'étain de *Poldice*.

La mine de cuivre et d'étain de *Poldice* est

---

cubes d'eau, ou 118,890 kilogrammes élevés à 1 mètre de hauteur.

La machine, lorsque nous l'avons vu jouer, donnait 243,6 coups par heure, et par conséquent développait, dans ce laps de temps, une quantité de force vive égale à 28,964,200 kilogrammes élevés à 1 mètre. En comparant ce nombre avec la force vive d'un cheval travaillant 8 heures par jour, qui est évaluée, par Boulton et Watt, à 265,000 kilogrammes élevés à 1 mètre par heure de travail, on trouve que cette machine marchait alors avec une force de 109 chevaux, et faisant par conséquent en vingt-quatre heures autant de travail que 327 chevaux travaillant chacun huit heures par jour.

Cet effet est loin d'être la puissance totale de cette machine; car si on laisse entrer la vapeur dans le cylindre pendant la moitié de la course du piston, auquel cas elle aurait, après s'être débandée, une tension à peu près égale à celle de l'atmosphère, on aura pour l'expression de la force:

$$(0,7853)\ (1^{m},527)\ (20^{m},941)\ (2^{m},310)^{2}\ [1+\log 10\ (\log 3,054 - \log 1,527)] = 226,876 \text{ kilogr.}$$

Si l'on suppose en même temps que la machine donne 6 coups par minute, ou 360 par heure, vitesse qu'elle ne doit guère surpasser, on trouve, pour l'effet produit en une heure, 81,675,400 $k \times m$, effet égal à celui de 308 chevaux attelés à la fois, ou de 924 chevaux dans vingt-quatre heures.

ouverte sur deux filons principaux, l'un de cuivre sans étain, et l'autre d'étain sans cuivre. Ces deux filons sont à peu près parallèles en direction (est et ouest); mais le premier plonge au sud, tandis que l'autre plonge au nord; ils se coupent suivant une ligne légèrement inclinée à l'horizon. Le filon de cuivre coupe et rejette celui d'étain, circonstance qui prouve qu'il est d'une formation plus moderne.

La gangue du filon de cuivre est quartzeuse. Les plus beaux cristaux de cuivre sulfuré du Cornouailles proviennent de ce gisement; il fournit aussi de jolis cristaux de bournonite et de cuivre oxidulé.

Les travaux de cette mine, ouverts dans le killas, se prolongent dans le granite, et mettent à découvert, sur une grande étendue, la superposition de ces deux roches : leur ligne de jonction est inclinée d'environ 30°; elle est bien loin d'être nette, et présente au contraire, ainsi que nous l'avons dit plus haut (page 193), un entrelacement très remarquable des deux roches.

La nature et la richesse des filons n'éprouvent aucun changement en passant d'une roche dans l'autre.

On connaît dans cette mine plusieurs filons cuprifères, parallèles au filon de cuivre principal, mais moins riches; il existe aussi un second filon stannifère, qui présente un mélange de minerais d'étain et de pyrites cuivreuses. Le filon d'étain

et les filons de cuivre sont coupés et rejetés par des filons croiseurs, qui sont pauvres, excepté sur les points où ils coupent les premiers. On creuse des galeries de traverse dans ces filons, parce qu'ils sont d'une exploitation plus facile que les roches non altérées. On exploite en ce moment un filon qui contient à la fois du cuivre et de l'étain; nous ignorons à quel système il appartient, sa gangue se compose en partie de chaux carbonatée et de chaux fluatée. La séparation des deux métaux qui s'y trouvent réunis offre des difficultés dont nous parlerons avec quelque détail à l'article de la *préparation mécanique de l'étain*.

Les puits principaux sont ouverts sur l'intersection du filon d'étain et du filon principal de cuivre, il y a en outre plusieurs puits d'extraction hors de cette ligne.

Les travaux occupent quatre machines à vapeur, dont les deux plus puissantes sont employées à l'épuisement; elles sont semblables et à peu près de même force que celle que nous avons décrite à l'article de la mine dite *Consolidated-mines*.

Les puits qui ne sont pas pourvus de machines à vapeur, ne servent qu'à l'extraction des minerais exploités à une petite profondeur, extraction qui s'opère au moyen de petites machines à molettes à deux ou à quatre chevaux.

Mine de cuivre et d'étain de *Bottalack*.

La mine de *Bottalack* est située dans la paroisse de Saint-Just, sur la côte, un peu au nord

du cap Cornwall; elle est ouverte sur un système de filons contenant du cuivre pyriteux et de l'étain oxidé intimement mélangés. Ces filons se dirigent du nord-ouest au sud-est, et sont encaissés dans le killas amphibolique, dont une bande étroite forme la côte de ce canton, et dont les couches paraissent s'appuyer sur le granite et plongent vers la mer. Ces filons sont coupés par un filon croiseur appelé *guide*, qui rejette les autres et se dirige du sud-sud-est au nord-nord-ouest. Quoique généralement stérile, il contient les mêmes minerais que les autres; près des points où il les coupe, il se réduit souvent à un filon très mince de quartz. Sa puissance n'excède jamais 3 pieds; c'est à peu près celle des filons métallifères; la gangue de ces derniers est ordinairement du quartz, très souvent mélangé d'une grande quantité de matière verte, qui ressemble à la chlorite, et qui peut-être n'est autre chose que du killas réduit en particules très fines.

Quelques *floors* ou amas à peu près semblables à des couches contenant de l'étain oxidé, se trouvent dans le voisinage des filons, et sont en communication plus ou moins directe avec eux.

Les travaux d'exploitation suivent le filon croiseur appelé *guide*, qu'on n'enlève en totalité que dans les parties enrichies par les filons qu'il coupe et qu'il rejette; on exploite ces filons eux-mêmes, à mesure qu'on les rencontre, jusqu'à la plus

grande distance possible. On travaille comme dans le reste du Cornouailles, par gradins renversés. Les travaux de cette mine se trouvent presque tous au-dessous du niveau de la mer, et s'étendent même en partie sous son fond : ils sont commencés depuis un temps immémorial, et leurs premiers auteurs, ne soupçonnant pas sans doute qu'ils dussent avoir jamais le développement qu'ils ont actuellement, ont eu l'imprudence d'enlever le minerai jusqu'à une si petite distance du fond de la mer, qu'elle a fini par se faire jour en un point que les eaux couvrent à chaque marée, et qu'elle s'est répandue dans les travaux. On a réussi à boucher cette entrée en y plaçant une plate-forme en bois, qu'on a recouverte de gazon (*slimy-turf*), et qu'on a chargée de pierres.

Dans la galerie supérieure, le bruit de la mer qui se brise sur les rochers, est assez fort pendant les tempêtes pour épouvanter les ouvriers; on y distingue aussi le choc des cailloux qui roulent sur les rochers, et il se transmet alors jusque dans les travaux les plus profonds.

Il y a peu d'années, la première galerie ouverte dans le filon dit *crown-lode*, se trouvait environ à 55^m,34 (30 fathoms) au-dessous de la haute mer, et s'avançait horizontalement de 55^m,34 environ (30 fathoms) sous la mer. La galerie ouverte à 73^m,92 de profondeur (40 fathoms), s'avançait de 20 mètres; celle au niveau de 120 mètres, de 55^m,34; enfin, la galerie qui est à 157 mètres

(85 fathoms) au-dessous du niveau de la mer, s'avançait de 74 mètres sous son fond.

Dans les diverses mines sous-marines de ce canton, on ne rencontre que très peu d'eau, et la quantité qu'en laissent filtrer les parois est d'autant moindre qu'on s'enfonce davantage : ces eaux sont souvent moins salées que celles de la mer. Dans la mine de Bottalack, il existe une source d'eau douce à 74 mètres (40 fathoms) au-dessous de la mer, et une autre à plus de 184 mètres (100 fathoms). Il y a quelques années, lorsque la galerie la plus profonde se trouvait à 193 mètres (105 fathoms) au-dessous de l'orifice du puits, qui est un peu au-dessus du niveau de la haute mer, les machines d'épuisement ne fournissaient que 40 gallons d'eau par minute. Cette quantité a peu augmenté depuis, quoique la mine se soit approfondie de 18 mètres (10 fathoms), et se soit étendue dans toutes les directions.

Le puits principal qui sert à l'épuisement des eaux, à la descente des ouvriers, et par lequel s'opère une partie de l'extraction, est creusé dans un rocher appelé *Crown-rock*, contre lequel les vagues se brisent continuellement ; nous l'avons cité plus haut (page 196), à cause de sa composition remarquable. Ce puits descend jusqu'à 228 mètres (123 fathoms) en dessous de son orifice, et 212 mètres (115 fathoms) au-dessous du niveau moyen de la mer. C'est à cette profondeur que se trouve actuellement la galerie la plus pro-

fonde. Ce puits, peu régulier et un peu incliné, est boisé au moyen de cadres horizontaux, placés de mètre en mètre, sur lesquels sont attachées des planches verticales placées derrière. Les eaux sont enlevées par une suite de pompes aspirantes et foulantes de diverses longueurs, dont les tuyaux sont en fonte, et qui sont mises en jeu par une machine à vapeur de la force de 18 chevaux, établie sur le *Crown-rock*, près de l'orifice du puits. On descend par des échelles en bois, les unes verticales, les autres inclinées. Une partie du minerai est extraite par le même puits, au moyen d'une machine à vapeur de rotation qui est placée sur le haut de la falaise; mais elle n'élève les tonnes que jusqu'à l'orifice du puits : là, on fait un triage; les déblais tout-à-fait pauvres sont jetés à la mer, les morceaux qui contiennent du minerai sont élevés en haut de la falaise par des bennes qui glissent dans un canal incliné et qui sont mises en mouvement par une machine à molettes.

Sur le prolongement méridional du filon croiseur appelé *guide*, se trouve un second puits d'extraction, sur lequel on a aussi établi une machine à molettes.

La mine de Bottalack, qui, par la situation de son orifice dans un rocher sans cesse battu par les vagues, et par la disposition de ses machines sur une côte escarpée et sans abri, semble aux étrangers une espèce de prodige, n'est pas la seule

du Cornouailles qui présente des travaux sous-marins; on en trouve plusieurs autres dans le même cas, sur la côte qui s'étend du Land's-end à Saint-Yves.

C'est à cette classe que se rapportait la mine de *Wherry*, citée dans plusieurs ouvrages comme un monument de la hardiesse des mineurs du Cornouailles. Elle était ouverte sur le rivage, à l'ouest de Penzance, en un point que la mer ne découvre que durant très peu d'heures à chaque marée. On exploitait dans cette mine un filon d'elvan, qui contenait, sur une petite partie de sa longueur, du minerai d'étain en petits filons, et en veinules disséminées dans la masse de l'elvan. Ancienne mine d'étain de *Wherry*.

L'affleurement de la masse stannifère était couvert de plusieurs mètres d'eau à chaque marée, en sorte qu'on ne pouvait travailler que durant quelques heures par jour, et chaque fois qu'on revenait, on trouvait les travaux remplis d'eau. Malgré ces obstacles, un simple ouvrier mineur parvint, à la fin du siècle dernier, à y creuser un puits, sur l'orifice duquel il éleva une tourelle en bois soigneusement calfatée et goudronnée, qui ne laissait aucun accès aux eaux. Au-dessus de cette tourelle, il plaça deux molettes, sur lesquelles passaient deux câbles d'extraction, mis en mouvement par une machine à vapeur établie à 200 mètres de là sur le rivage. Il construisit ensuite, sur pilotis, un plancher horizontal, qui mettait le puits en communication avec le

rivage, et permettait d'y transporter les matières extraites de la mine : l'exploitation prit alors une marche régulière.

La masse stannifère, exploitée par grandes chambres, donna, pendant plusieurs années, des quantités considérables d'étain; mais un vaisseau mouillé près de là, ayant chassé sur ses ancres pendant la nuit, vint choquer la tourelle, qu'il renversa : l'exploitation fut alors remplie d'eau, et ce n'est que depuis peu de temps qu'on l'a reprise. On a représenté par un dessin, dans les *Transactions de la Société géologique du Cornouailles*, les travaux extérieurs de cette mine.

Environs de Saint-Austle; mine d'étain de Polgooth.

Les environs de Saint-Austle, qui comprennent notre second district métallifère, ne renferment qu'un très petit nombre de mines ouvertes sur des filons. La mine d'étain de Polgooth, qui est la plus importante de ce groupe, est exploitée sur un système de filons stannifères que nous avons décrit plus haut (page 222); elle était, il y a quelques années, une des plus productives du Cornouailles; mais l'insuffisance des machines d'épuisement l'avait fait abandonner. On a repris les travaux il y a deux ans, et tout fait croire qu'elle redeviendra bientôt aussi productive qu'avant son abandon.

On y a déjà placé deux machines d'épuisement : l'une est une roue hydraulique qui reçoit l'eau au milieu de sa hauteur, et dont la force est évaluée à 100 chevaux; l'autre est une machine à

vapeur, dont le piston a 60 pouces anglais de diamètre. Elle est construite sur le même principe que celle décrite (page 268), à l'article de la mine dite *Consolidated-mines*.

Il existe aussi, dans les environs de Saint-Austle, plusieurs mines de cuivre : les deux principales portent les noms d'*East-crinnis* et de *West-crinnis*; elles sont ouvertes, comme celles des environs de Redruth, sur des filons de pyrites cuivreuses qui traversent le killas. **Mines de cuivre d'*East-crinnis* et *West-crinnis*.**

Les environs de Tavistock en Devonshire, qui forment notre troisième district métallifère, présentent plusieurs mines d'étain, de cuivre et de plomb assez importantes. Celles des deux premiers métaux sont ouvertes sur des filons dirigés à peu près de l'est à l'ouest, et encaissés dans du killas : celles de plomb le sont au contraire sur des filons dirigés du nord au sud, qui coupent et rejettent les premiers : les mines de plomb de *Beer-alston* et de *Huel-bethsey* sont les plus considérables, de cette nature, du midi de l'Angleterre. **Mines diverses des environs de Tavistock.**

Exploitation à ciel ouvert des stockwerks *stannifères.*

Nous ne connaissons en Cornouailles qu'une seule mine, dans laquelle on exploite à ciel ouvert un *stockwerk* stannifère ; c'est celle de *Carclase*, à $\frac{3}{4}$ de lieue nord-est de Saint-Austle.

Nous avons décrit plus haut le gîte de minéral **Mine de Carclase.**

sur lequel elle est ouverte : son exploitation nous paraît aussi mériter quelques détails. Cette mine est située sur le flanc, et presque au sommet d'une colline granitique, au milieu d'une bruyère inculte; elle présente une excavation à ciel ouvert d'environ 300 mètres de long sur 120 de large et 40 de profondeur. Ses parois ont pris, par suite des travaux d'exploitation et de l'action des agens atmosphériques, des formes hardies et bizarres, qui rappellent les ruines d'un édifice gothique, ou la forme de certains ravins creusés dans les dépôts de gypse des Alpes. Les eaux pluviales contribuent pour beaucoup à l'exploitation, en coulant sur les parois; elles enlèvent la surface du granite tendre, déchaussent les petits filons qui le traversent, les font tomber par fragmens, et entraînent ces fragmens vers le bas. Le travail des ouvriers se réduit souvent à les y recueillir; mais, dans beaucoup de cas, ils aident ou accélèrent cette action au moyen de petits courans d'eau, qu'ils amènent à travers la bruyère et qu'on fait couler sur le rocher, dont ils attaquent la surface avec le pic. Un courant plus considérable, amené d'une assez grande distance, est introduit dans la mine, à peu près vers le milieu de sa hauteur, à travers les flancs de la colline, dans des tuyaux de fonte.

On le divise en deux autres, qui sont conduits par de petits canaux, de manière à offrir des chutes successives, au moyen desquelles ils font

tourner chacun trois roues à augets, destinées à mouvoir autant de bocards à trois pilons. Ces bocards servent à pulvériser le minerai, qu'on lave ensuite dans des caisses placées à côté, de manière que le minerai d'étain sort de la mine tout préparé; mais les graviers entraînés, étant encore métallifères, sont soumis à une seconde opération.

Les eaux qui les entraînent s'écoulent par une galerie pratiquée au point le plus bas de la mine, et qui débouche, à plusieurs centaines de mètres, sur le flanc de la colline, formé en ce point de killas. Elles déposent, dans cette galerie et dans plusieurs bassins qui y sont contigus, les substances dont elles sont chargées. Ces matières bocardées de nouveau, puis lavées sur de larges tables, fournissent encore une quantité assez notable de schlich d'étain.

Exploitation à ciel ouvert de dépôts d'alluvion stannifères.

Les dépôts d'alluvion stannifères, que le Cornouailles et le Devonshire présentent sur plusieurs points, et particulièrement près des lignes de jonction du granite et du killas, sont constamment exploités à ciel ouvert et au moyen des courans d'eau, à l'aide desquels on sépare le minerai du sable, dans lequel il est disséminé; ce qui a fait donner à ces exploitations le nom de *stream-*

works, nom qu'on a par suite étendu aux gîtes eux-mêmes. La disposition du lavoir varie suivant que le dépôt est plus ou moins épais et plus ou moins riche; mais il présente généralement une caisse assez analogue à une caisse allemande, et ayant seulement une chute d'eau plus forte. Les *stream-works* les plus importans, sont ceux de *Pentowan*, près de *Saint-Austle*. Nous avons fait connaître (page 258) la disposition des gîtes; nous n'avons que quelques mots à ajouter sur le mode d'exploitation.

On commence par enlever les bancs d'argile, de tourbe et de sable, qui recouvrent le dépôt de sable stannifère, par un travail de terrassement conduit par banquettes et gradins demi circulaires. Les déblais sont transportés avec des brouettes dans les parties déjà excavées; le diamètre du demi-cercle que forme le gradin inférieur est égal à la largeur du banc stannifère, terminé de tous côtés par les collines qui entourent la vallée. Les eaux qui filtrent de toute la masse du terrain sont reçues, de deux en deux ou de trois en trois gradins, dans des rigoles horizontales, qui les empêchent de couler librement et de dégrader l'ouvrage. Elles sont conduites par des rigoles inclinées, garnies de planches et de gazons jusqu'au gradin inférieur, dans lequel se trouve une caisse longue, où on les fait tomber en nappes, et dans laquelle se font le débourbage, le lavage et le criblage de tout le sable stannifère. Cette caisse

est suivie de bassins, desquels l'eau est conduite par un canal jusque dans un puisard, où plongent quatre pompes, mises en mouvement par deux roues à augets, et qui servent à tenir à sec le fond de la mine.

Nous empruntons les détails suivans à un Mémoire sur les exploitations des comtés de Cornwall et de Devon, inséré par M. Combes dans le tome V des *Annales des Mines*, 3ᵉ série.

Ce Mémoire est divisé en trois parties. La première est consacrée à l'exposition des méthodes suivies par les exploitans (*adventurers*) dans la recherche de nouveaux filons; la poursuite de filons connus et exploités dans des parties encore inexplorées; la reprise d'anciennes mines abandonnées. La seconde fait connaître la partie administrative et commerciale, ou *partie économique*. La troisième a pour but, l'exposition détaillée des procédés d'exploitation, d'épuisement, etc.; c'est la *partie technique*. Division de ce mémoire.

I. — PREMIÈRE PARTIE.

« La découverte et l'exploitation des minerais d'étain dans le Cornwall, remonte à une époque excessivement reculée, tandis que celle des minerais de cuivre est assez récente. (Mémoires de MM. J. Carne et John Hawkins, insérés dans les *Transactions de la Société géologique de Cornwall*, vol. III. *Voyez* aussi l'extrait de l'ouvrage Ancienneté des exploitations de cuivre et d'étain.

de Pryce, *Mineralogia cornubiensis*, *Journal des Mines*, tome I.)

» Les minerais d'étain d'alluvion furent sans doute découverts les premiers : les affleuremens des filons, remarquables par une grande quantité de fer oxidé brun, mêlé de quartz, auquel les mineurs de Cornwall donnent le nom de *gossan*, furent vraisemblablement ensuite l'objet de recherches qui firent reconnaître l'existence d'oxide d'étain en filons ; car ce minerai s'est trouvé quelquefois tout-à-fait à la surface. Il paraît que, dans plusieurs localités, le *gossan* a été bocardé pour en retirer l'oxide d'étain qui y était disséminé. Aujourd'hui cette matière est généralement trop pauvre, pour que cette opération puisse être pratiquée avec avantage. On a repris, il y a deux ans, la mine d'étain de Charles-Town, sur un filon qui avait été autrefois exploité sur les affleuremens jusqu'à une profondeur d'environ 30 fathoms : on voit encore les anciennes excavations, qui sont très considérables, et dont une partie est le mélange de fer oxidé brun et de quartz, appelé *gossan*, de sorte que la partie du filon riche en étain, devait lui être contiguë.

» Le gossan arrive jusqu'au niveau des anciens travaux. Là, l'oxide de fer est plus rare qu'à la surface et disséminé en veinules dans le filon. Un peu plus bas, il disparaît tout-à-fait, et les travaux neufs ont prouvé qu'il était remplacé par de l'oxide d'étain non mélangé de pyrites, qui,

après avoir été lavé sans grillage préalable, peut être rendu comme le minerai d'alluvion *grain-tin*. Cette exploitation d'étain, située tout près de Saint-Austle, promet de devenir une des plus importantes de la contrée. (Nous devons ces renseignemens à M. le capitaine Barratt.)

» Les minerais de cuivre, au contraire, n'ont été trouvés, près de la surface dans les affleuremens des filons, que dans très peu de cas, et toujours en quantité peu considérable : c'est sans doute l'exploitation des filons, comme mine d'étain, qui a conduit dans le principe à la découverte des minerais de cuivre qui se trouvent fréquemment dans le même filon, à une plus grande profondeur, et qui deviennent à leur tour plus abondans que l'étain. Quoi qu'il en soit, il paraît que ce n'est que vers la fin du XVIIe siècle, que les filons du Cornwall commencèrent à être exploités comme mine de cuivre, et leur produit fut moyennement de 6,000 tonnes de minerai par an, de 1726 à 1735, d'après Pryce, cité par M. Carne (volume III des *Transactions de la Société géologique de Cornwall*). Long-temps après cette époque, le riche minerai de cuivre oxidé noir (*black copperore*), était abandonné ou rejeté comme inutile par les mineurs. Il en était encore ainsi à la mine de Huel-Jewel, il n'y a pas plus de cinquante ans. (*Id.*, *ibid.*)

» Aujourd'hui, le mode général de recherche pour de nouveaux filons, consiste à pousser des

Méthode générale de recherche.

bouts de galerie à travers bancs, à droite et à gauche d'un filon déjà exploité. Ordinairement, un filon principal n'est pas isolé; non-seulement des filons plus petits, après avoir couru sur une distance plus ou moins grande dans des directions parallèles, viennent se brancher sur lui; mais encore, il existe souvent d'un ou des deux côtés des filons latéraux séparés, *side lodes*. Leur existence est quelquefois connue par des affleuremens ou d'anciens travaux; mais, qu'il en soit ainsi ou non, on pousse généralement des galeries de recherche au nord et au sud d'un filon dont la direction est de l'est à l'ouest. On a ainsi découvert plusieurs veines parallèles, dont la richesse a fourni aux exploitans un ample dédommagement de leurs premières dépenses.

» Une veine reconnue et exploitée est fréquemment coupée et rejetée par un filon croiseur, *cross course, fluckan course, slide*. (Voyez *ce qui précède sur la géologie du Cornouailles.*) Le filon rejeté l'est généralement du côté de l'angle obtus, comme cela a lieu en Saxe et dans presque tous les pays à filons.

» Les difficultés graves que ce genre d'accidens présentait autrefois aux mineurs, n'existent plus aujourd'hui, grâce aux notions fournies par le grand nombre d'exploitations ouvertes. Si le mineur n'est pas éclairé par quelque circonstance particulière au cas qui se présente, les précédens analogues, qu'il trouve dans les mines du voisi-

nage, suffisent pour le diriger avec assez de précision dans ses recherches.

» Les variations fréquentes de richesse dans un même filon, et notre ignorance sur les causes qui les produisent ou les accompagnent, constituent peut-être la difficulté la plus grave qui se présente dans l'exploitation des mines. L'idée naturelle qu'un filon qui a été productif sur une certaine étendue, le sera encore sur d'autres points, a fait quelquefois dépenser des sommes énormes en recherches inutiles.

» L'enrichissement ou l'appauvrissement des filons en Cornwall, paraît suivre aussi bien une simple modification dans la roche encaissante, qu'un changement dans la nature de cette roche. Ainsi, d'après M. Carne, quand la roche devient plus dure ou plus tendre, plus schisteuse ou plus compacte, quand les bancs changent de direction ou simplement de couleur, les filons deviennent plus étroits ou plus puissans, plus durs ou plus tendres, la nature de leurs parties constituantes varie; enfin, un changement de richesse accompagne ordinairement les autres modifications énoncées. Dans une partie de la paroisse de Gwennap, il existe un banc de killas rougeâtre, dont l'inclinaison est très considérable. Les filons de cuivre traversent régulièrement ce banc, et y sont constamment improductifs; ils reprennent leur richesse en entrant dans le killas ordinaire: on a trouvé de l'étain dans le banc dont nous par-

lons, mais non en grande quantité. A Godolphin, les filons étaient riches dans le killas bleu clair, et pauvres dans celui de couleur foncée. A Poldice et Huel-Fortune, les filons perdent leur richesse dans un banc de killas dur de couleur bleue. A Huel-Squire, les filons de cuivre étaient très riches dans le killas tendre d'une couleur bleu clair; mais un banc de killas dur, de couleur foncée, est traversé par l'un des filons à 44 fathoms, et par l'autre à 120 fathoms de profondeur. Tous deux se sont appauvris dans ce banc. A la mine de Penstruthal, les recherches sur les filons, improductives dans le granite dur, ont été couronnées de succès dans le granite tendre, et cette mine était, en 1824, la plus productive du pays. En général, la pyrite de cuivre est plus abondante dans le killas d'un bleu clair et tendre : dans celui qui est dur et d'une couleur foncée, la pyrite de fer domine. Les filons, soit de cuivre, soit d'étain, s'appauvrissent aussi généralement quand le killas devient très feuilleté, sans que la dureté change.

» Il résulte de ce qui précède, que les parties riches des filons parallèles, doivent être disposées sur des lignes parallèles à la direction générale des bancs de killas ou de granite qui les renferment; c'est, en effet, ce que l'on observe dans les paroisses de Gwennap, Saint-Just et Saint-Agnès en Cornwall. »

Les détails que nous venons de donner (d'après M. Carne) nous paraissent très importans pour les

mineurs, dont ils seraient propres à éclairer les recherches, s'ils étaient généralement vérifiés. D'un autre côté, les relations entre la nature des filons, et celle de leurs parois, nous semblent l'un des phénomènes les plus importans à considérer dans les recherches sur l'origine des filons, et doivent fixer, à ce titre, l'attention des géologues et des chimistes. Les faits cités ne sont d'ailleurs point incompatibles avec le principe fondamental de la théorie de Werner.

II. Partie économique.

« La propriété souterraine n'étant pas généralement distincte, en Angleterre, de celle de la surface (1), les mines sont exploitées par une seule personne ou plusieurs réunies en société, qui passent un acte avec le propriétaire du sol. Dans le vocabulaire du pays, celui-ci est appelé *lord*, ceux qui contractent avec lui sont appelés *adventurers*, dénomination justifiée par les risques auxquels ils s'exposent. L'acte par lequel sont liées les deux parties contractantes est appelé *set*.

(1) Quelques mines d'étain sont l'objet de concessions anciennes appelées *bounds*; mais les mines de plomb et de cuivre qui peuvent être renfermées dans l'enclave des terrains concédés (*embounded*), appartiennent, comme partout ailleurs, au propriétaire du sol. (*Voyez* l'extrait d'ouvrages étrangers, *Journal des Mines*, tome Ier, p. 124 et 125.)

» Le lord consent au bail ou *set* pour une durée de vingt-un ans, se réservant la faculté de le résilier, dans le cas où la mine ne serait pas exploitée. Le même acte stipule, en sa faveur, une portion déterminée du produit en minerai, qui doit lui être livré en nature, prêt à être vendu (*in a merchantable state*), ou remplacé par une somme d'argent équivalente à sa valeur : il contient l'énonciation du droit qu'il a d'inspecter les travaux en tout temps, et oblige l'autre partie (les *adventurers*) à entretenir et laisser, à la fin de leur bail, en parfait état, les puits, galeries d'écoulement, *adits*, et galeries horizontales, *levels*.

» Les droits du lord, *lord's dues*, varient beaucoup avec les circonstances. Dans les anciennes mines profondes, et qui ne peuvent être continuées ou reprises qu'avec de très grandes dépenses, ils n'excèdent guère $\frac{1}{15}$ ou $\frac{1}{18}$ du produit brut, et ils ne sont quelquefois que de $\frac{1}{24}$ ou $\frac{1}{32}$. Dans les mines nouvelles, ils s'élèvent souvent à $\frac{1}{10}$ ou $\frac{1}{12}$, et dans quelques localités, à $\frac{1}{8}$ du produit. Au reste, cette proportion n'a été consentie qu'à des époques où les métaux se vendaient à des prix beaucoup plus élevés qu'aujourd'hui, et dans des cas où un produit extraordinairement abondant rendait possibles des entreprises grevées d'une charge aussi exorbitante.

» M John Taylor, à qui nous avons emprunté la plupart des détails qui précèdent et qui sui-

vent (*on the economy of the mines of Cornwall and Devon*, *Transactions de la Société géologique*, vol. II), remarque, avec juste raison, que des traités semblables, dans lesquels le propriétaire du sol ne court d'autre risque que de voir endommager un ou deux acres de terre, tandis qu'il retire souvent un revenu considérable d'entreprises où les exploitans perdent beaucoup d'argent, ne sont point équitables, et tendent à détourner les capitalistes d'engager leurs fonds dans des mines qui exigeraient des dépenses considérables sans aucun rendement immédiat.

» La prospérité des mines *riches* (celles qui sont pauvres ne sont pas, et ne peuvent pas être exploitées), malgré les inconvéniens d'un semblable système, tient à une administration économique, et surtout pleine d'intelligence et de lumières, au bon marché des machines nécessaires pour l'épuisement des eaux, l'extraction des minerais, etc.; au développement général du commerce et de l'industrie, qui facilite à un si haut degré les achats, les ventes, les rentrées de capitaux et les transactions de toute espèce.

» Les personnes qui contractent avec le lord, après s'être réservé la part qu'elles désirent, partagent le reste à ceux de leurs amis qui désirent se joindre à eux : l'entreprise est ordinairement divisée en soixante-quatre parts, dont plusieurs sont possédées par le même individu.

» Les dépenses sont additionnées à la fin de pé-

riodes déterminées, dont la durée excède rarement un trimestre, et est le plus ordinairement fixée à deux mois. Alors les actionnaires se réunissent en assemblée générale pour examiner les comptes, et chacun d'eux fournit la somme à sa charge, en temps utile, pour le jour du paiement, qui est régulièrement peu éloigné de celui de la réunion.

» Quand la mine donne des produits, les comptes sont clos aux mêmes périodes, et les profits partagés entre les actionnaires, de la même manière. Une balance, destinée à faire face à des avances aux ouvriers et autres circonstances éventuelles, est ordinairement laissée entre les mains du caissier ou du régisseur.

» L'administration générale est souvent déléguée à une seule personne, qui a le contrôle et la gestion supérieure (*super intendent*) de toutes les affaires de la mine. Le plus communément cette personne est un des associés, qui, faisant de l'administration des mines sa profession spéciale, et en ayant en général plusieurs sous son inspection, a une aptitude particulière pour des fonctions aussi importantes. Dans quelques entreprises, la gestion est divisée : la partie financière est confiée à un caissier (*purser*), et la conduite de tous les travaux au principal capitaine, agissant sous la direction de l'assemblée des actionnaires (*adventurers*).

» Les agens qui surveillent et font exécuter les

travaux, sont appelés *capitaines* (*captains*); ce sont des mineurs de profession, qui, par leur caractère et leur capacité, se sont souvent élevés de situations inférieures, à des postes d'une grande importance et responsabilité. Cette classe d'hommes respectables a beaucoup contribué aux perfectionnemens du système d'exploitation actuellement suivi, dont les résultats brillans sont encore dus, pour la plus grande partie, à leurs connaissances et à leur activité.

» Dans une grande mine, la gestion et la surveillance sont exercées par les officiers ci-après :

1°. Un capitaine en chef ou régisseur (*manager*), qui a l'inspection et la direction générale des travaux du fond et de la surface.

2°. Plusieurs capitaines du fond (*under ground captains*). Ils visitent à tour de rôle les travaux souterrains, assistent le capitaine principal dans l'évaluation des travaux qui doivent être donnés à l'entreprise, veillent à l'exécution ponctuelle des contrats. Ils savent généralement assez de mécanique-pratique pour être en état de diriger, dans les cas ordinaires, l'établissement ou la réparation de la plupart des machines employées.

3°. Le caissier et teneur de livres (*purser and book keeper*).

4°. L'ingénieur (*engineer*), qui a soin des machines. (Il est souvent employé dans plusieurs mines différentes.)

5°. Le *pitman*, chargé de l'entretien des pompes

placées dans les puits, et en général des machines souterraines.

6°. Un boiseur en chef (*timberman*), qui est chargé de veiller à la pose et à l'entretien des planchers et des échelles dans les puits, ainsi que du boisage des excavations souterraines.

7°. Un capitaine de la surface (*grass captain*), chargé de la préparation mécanique des minerais extraits, pour les rendre propres à la vente.

8°. Le charpentier en chef.

9°. Le forgeur en chef.

Ces deux derniers sont souvent employés à l'entreprise.

10°. Le garde-magasin (*materials-man*), qui tient compte de la rentrée et de la sortie des matériaux employés dans les mines.

11°. Le cordier (*roper*), qui est chargé des câbles et cordages de toute espèce.

» Le mode de paiement des ouvriers mérite surtout de fixer l'attention ; d'abord : parce qu'il simplifie l'opération générale, et rend plus immédiatement évidens les produits ou les pertes, et leurs causes ; ensuite parce qu'il tend, en associant pour ainsi dire les ouvriers à une partie de ces profits ou pertes, à développer leurs facultés, et à les utiliser dans l'intérêt de l'établissement.

» Le travail à la journée est très limité, et l'on n'y a recours que pour l'exécution d'ouvrages qui admettraient très difficilement une évaluation préalable, ou qui sont trop peu importans pour

être l'objet d'un contrat ou marché, de sorte que, dans un grand établissement de mines bien conduit, les dépenses en journées d'ouvriers ne sont qu'une très faible partie de la dépense totale.

» Il y a trois genres de travaux qui sont l'objet d'un contrat avec les ouvriers :

1°. Le foncement de puits, l'exécution de galeries à travers bancs ou dans le filon, et surtout la division du filon en massifs rectangulaires ; ce que l'on appelle *ouvrir le fond* (*open the ground*). Ce genre d'ouvrage, qui est payé à raison de tant par fathom courant ou fathom cube, est appelé *tutwork*.

2°. L'exploitation des massifs dans lesquels le filon a été divisé, comprenant toujours le transport souterrain et l'extraction au jour du minerai, et le plus souvent la préparation mécanique du minerai extrait, pour le rendre propre à la vente ; ce genre d'ouvrage est exécuté par plusieurs ouvriers associés, que l'on nomme *tributors*, qui reçoivent pour salaire une fraction convenue de la valeur du minerai extrait et vendu. Cette fraction de la valeur du minerai est appelée *tribut*.

3°. La préparation mécanique, lavage et nétoyage des minerais, appelés *dressing*.

» Les minerais extraits par les *tributors* devant être nétoyés par eux et rendus vendables, les marchés particuliers que l'on passe pour la préparation mécanique, s'appliquent seulement à des déchets abandonnés par les tributors, et qui

sont ensuite repris pour le compte de la compagnie. Ces déchets, composés principalement de minerai à bocard très pauvre, et des derniers sables provenant du débourbage ou du lavage, et qui se réunissent dans des bassins généraux, sont nettoyés aussi, moyennant une fraction convenue de la valeur du minerai rendu vendable, fraction qui est ordinairement supérieure au tribut payé aux mineurs.

» Les divers genres de travaux énumérés ci-dessus, sont donnés au rabais, dans une sorte d'enchère nommée *setting*, qui a lieu à la fin de tous les deux mois; quelques jours avant le setting, les capitaines mesurent l'avancement des ouvrages exécutés en tutwork dans les puits, galeries, etc., déterminent les massifs à exploiter moyennant un tribut, et les tas de minerai pauvre à nettoyer. Ils estiment aussi approximativement que possible la valeur de chaque genre d'ouvrage, et font du tout une liste, dans laquelle chaque travail à faire est clairement désigné, avec leurs observations à côté. C'est de cette liste que se servira le *régisseur* ou capitaine en chef, dans le prochain setting.

» Au jour indiqué, vers midi, les ouvriers se réunissent en nombre considérable au lieu de l'enchère publique, à laquelle sont admis, non-seulement les ouvriers qui ont travaillé à la mine dans la période précédente, mais encore tous ceux qui ont besoin d'ouvrage, et qui attendent ces occasions pour s'en procurer.

» On commence par donner lecture du réglement général, contenant les règles auxquelles sont soumis les divers marchés, et les punitions imposées en cas de fraude, de négligence ou d'inexécution du travail entrepris.

» Après cela, le capitaine-régisseur commence ordinairement par le tutwork, et met au rabais un puits ou une galerie, en indiquant le nombre d'hommes nécessaires, et souvent restreignant l'entreprise à une certaine profondeur ou longueur. Le transport souterrain et l'extraction au jour des déblais, sont toujours compris dans le marché. Les ouvriers commencent alors à miser, et habituellement ceux qui exécutaient le travail dans la période précédente, sont les premiers à le faire, mais à un prix très élevé, moins dans l'espoir d'influencer les agens, que dans celui de détourner d'autres ouvriers d'entrer en concurrence avec eux. D'autres misent à des prix de plus en plus bas, jusqu'à ce qu'aucun rabais ultérieur n'étant offert, le capitaine-régisseur jette en l'air une petite pierre, et nomme le dernier miseur. Toutefois, il arrive rarement que l'offre des ouvriers soit aussi basse que l'estimation des capitaines. Alors le régisseur offre au dernier miseur de prendre l'ouvrage à un prix qu'il indique immédiatement, comme étant son maximum; s'il refuse, l'offre est aussitôt faite à ses compétiteurs, dans l'ordre des mises les plus basses.

» Cette manière de procéder, en réservant aux

capitaines le droit de retirer l'ouvrage mis au rabais, en cas de coalition entre les ouvriers, paraît d'abord avoir cet inconvénient, que les miseurs n'offrent pas tout de suite le prix le plus bas; mais aussi ils refusent rarement d'accepter les conditions offertes par le capitaine, quand ils les croient raisonnables, sans quoi elles seraient aussitôt acceptées par leurs concurrens.

» Les parties de minerai à exploiter moyennant un tribut, sont ensuite mises au rabais de la même manière. Le massif est clairement désigné, et ordinairement limité par des galeries qui se croisent; le nombre d'hommes qui doivent y travailler est aussi fixé. Les mises au rabais, et l'offre du capitaine, sont faites à *tant dans la livre sterling*, c'est-à-dire, *tant de shillings dans vingt* de la valeur du minerai extrait et vendu. Le *quantum* du tribut varie beaucoup suivant la richesse du minerai à exploiter, les frais d'extraction au jour, de préparation mécanique, le prix courant du minerai, etc. Il est quelquefois de 3 pence, et d'autres fois de 14 ou 15 shillings dans la livre, c'est-à-dire que l'ouvrier reçoit, à titre de salaire, de $\frac{11}{20}$ à $\frac{14}{20}$ ou $\frac{15}{20}$ de la valeur du minerai extrait et vendu, suivant les circonstances.

» Les tas de minerai pauvre à nettoyer sont ensuite désignés, et l'on mise de la même manière.

» Chaque contrat ou marché est conclu par un seul, appelé le *preneur*, et qui s'associe le nombre d'hommes voulu.

» Le foncement d'un puits emploie de quatre à douze hommes, suivant les cas; l'avancement d'une galerie horizontale est de deux à six hommes.

» Enfin, le preneur d'une partie de minerai à nettoyer, emploie un certain nombre de femmes et d'enfans.

» Un compte est ouvert dans les bureaux à chaque preneur ou chef de compagnie. Il est débité de la valeur des outils que lui délivre le forgeur, des frais d'entretien que ces outils occasionent pendant la durée de son marché; des chandelles, de la poudre et autres articles usés par lui et ses associés; des frais d'extraction des déblais au jour, quand il travaille en tutwork; des frais d'extraction et des salaires de ceux employés à nettoyer les minerais, quand il est *tributor;* d'avances en argent qui lui sont faites, s'il en a besoin. Le même compte est crédité pour l'homme qui travaille en *tutwork, tutworkem;* du montant de l'ouvrage fait et mesuré, et de la valeur des outils et autres articlesren dus par lui. La balance est soldée au preneur le jour du paiement, qui est ordinairement une quinzaine après la fin des contrats.

» Quant aux *tributors*, le crédit de leurs comptes ne peut être fermé que lorsque leurs minerais sont vendus et livrés aux compagnies, qui les achètent de la mine pour les fondre (*smelting companies*).

» Dans les mines de cuivre, la parcelle de minerai de chaque tributor est pesée, dès qu'elle est prête,

par un des capitaines, et portée au tas général, appelé la *part publique* (*public parcel*). Mais auparavant on prend trois échantillons de minerai renfermés dans des sacs de toile bien cachetés. Un d'eux est remis à l'essayeur de la mine, pour déterminer sa teneur en cuivre; l'ouvrier en prend un second, pour le faire essayer s'il le désire : un troisième reste déposé dans les bureaux, pour servir à un nouvel essai en cas de contestation. On fait alors, d'après l'essai, un premier calcul de la valeur de chaque parcelle. A cet effet, il suffit de déduire de la valeur du cuivre métallique qu'elle contient, et qui est connue par l'essai, les frais de fonte et de transport aux fonderies, qui sont évalués à 2 liv. 15 shill. par tonne de minerai.

» Supposons, par exemple, que l'essai ait indiqué dans le minerai une teneur en cuivre de 9 p. 100, et que le prix courant actuel du cuivre métallique sur le marché, soit de 110 liv. la tonne, on dira :

	liv.	sh.
Le cuivre contenu dans une tonne de minerai vaut $\frac{9}{100}$ de 110 liv., ou..................	9	18
Les frais à déduire sont de....................	2	15
Reste pour la valeur nette d'une tonne de minerai...........................	7	3

» En multipliant les prix ainsi obtenus par le nombre de tonnes contenues dans chaque parcelle, on aura les prix *fictifs* de chaque parcelle, dont la somme sera le prix *fictif* du tas général.

Mais lorsque celui-ci est vendu à une compagnie, il arrive souvent que le prix réel de la vente diffère du prix fictif; et, dans ce cas, la différence en plus ou en moins est répartie entre toutes les parcelles qui composent le tas général, proportionnellement au montant de chacune d'elles. Cette part de différence est alors portée au crédit ou au débit des divers *tributors* dont le compte est balancé.

» Il est presque inutile de faire remarquer les avantages nombreux qui découlent évidemment du système adopté dans les mines du Cornwall et du Devon; système que M. John Taylor a maintenant introduit dans les mines de plomb du Flintshire, celles de Skipton en Yorkshire, et quelques mines de cuivre du Cumberland. D'abord les intérêts du maître et de l'ouvrier se confondent complétement après la conclusion du contrat. L'adresse, l'habileté, les petites découvertes de minerai dans les veines latérales, profitent également à l'un et à l'autre. Celui-ci est en quelque sorte associé aux bénéfices de l'entreprise; toutes ses facultés sont tendues vers des économies de temps, de main-d'œuvre ou de matériel; des améliorations de détail que lui seul peut imaginer et mettre en pratique, des découvertes de minerai qui peuvent augmenter son salaire dans une très grande proportion; il est surtout intéressé à éviter le gaspillage du matériel, qui retomberait à sa charge. Sous tous ces rapports, le moral de l'ou-

vrier est amélioré : il ne gagnerait rien à être malhonnête homme.

» Son intelligence est aussi développée à un haut degré, par l'obligation où il se trouve de calculer les chances très compliquées de perte ou de gain dans un contrat tel que l'exploitation par *tribut* ; enfin, le taux de ses gains étant très variable, il est obligé de mettre en réserve les profits considérables qu'il fait quelquefois, pour les occasions où ses profits seraient faibles, nuls, ou même se changeraient en perte. Souvent une association de *tributors*, par suite d'une nouvelle découverte en minerai dans une partie du filon qui paraissait d'abord pauvre, reçoit une somme qui s'élève à plus de 100 livres sterling pour chaque associé, dans la période ordinaire de deux mois. Dans d'autres cas, la veine s'appauvrissant, ils sont néanmoins obligés de continuer, et alors la balance de leur compte peut être en débet ; ils n'ont pas même de quoi payer le montant du matériel usé par eux.

» Aussi les mineurs du Cornwall sont généralement réputés pour leur intelligence, leur activité et leur intégrité. Ces qualités sont chez eux si saillantes, que le voyageur n'a pas de peine à les reconnaître, par comparaison, avec ceux des autres contrées du continent et de l'Angleterre.

» Les minerais de cuivre sont vendus à des compagnies dont les usines sont situées sur la côte sud du pays de Galles, aux environs de Swansea et de Neath. Ces compagnies sont au nombre de quinze

à seize, et toutes ont en Cornwall des agens et des essayeurs. Il y a toutes les semaines, dans une ville située au voisinage des mines les plus considérables, une assemblée à laquelle se rendent ces agens, et où les différentes parcelles de minerai sont mises en vente.

» Les journaux du pays annoncent, assez long-temps à l'avance, les parties de minerai provenant des diverses mines, qui devront être vendues à un jour et à un lieu déterminés. Les minerais à vendre sont divisés sur la mine en tas réguliers et égaux entre eux, ordinairement au nombre de six pour une partie. L'agent des acheteurs désigne un de ces tas qui est, en sa présence, retourné et mêlé avec soin dans ses différentes parties, puis remis en tas rond d'une forme régulière; après cela on coupe dans le milieu une tranche, sur les bords de laquelle on détache uniformément une certaine quantité de minerai, dont une partie est prise, pilée et tamisée pour fournir un nombre suffisant d'échantillons, qui sont mis dans des sacs cachetés avec soin et envoyés aux essayeurs de toutes les compagnies. Les acheteurs connaissent ainsi la teneur exacte du cuivre de chaque partie de minerai qui sera mise en vente à la prochaine réunion, et se décident, d'après la nature du minerai dont ils ont besoin, le prix courant du cuivre sur le marché, les frais de transport et de fondage.

» La réunion à laquelle se trouvent les agens et exploitans de mines, aussi bien que les agens des

compagnies de cuivre, est ordinairement présidée par l'un des premiers. Les offres des acheteurs, pour chaque partie de minerai, sont remises au président dans une note écrite, contenant l'indication du prix par tonne, il ouvre et lit les diverses soumissions, et proclame acheteur celui qui a fait l'offre la plus élevée. La partie vendue reste sur la mine jusqu'à ce que l'agent de la compagnie qui a acheté, vienne assister au pesage, après quoi elle est expédiée au point de la côte où elle doit être embarquée pour le pays de Galles.

» Les minerais ne sont pas tous vendus proportionnellement à leur teneur en cuivre, mais payés plus ou moins cher d'après la nature de leur gangue. Les compagnies de cuivre mêlent généralement entre eux ceux qui proviennent de diverses mines, afin d'obtenir par le mélange une gangue fusible.

» Quant aux minerais d'étain, ils sont beaucoup plus enrichis par le lavage que ceux de cuivre; leur traitement exige bien moins de combustible et des usines moins considérables. Celles-ci sont situées dans le comté de Cornouailles, et les mineurs sont obligés de transporter à l'une de ces fonderies le minerai qu'ils veulent vendre, et pour lequel ils traitent de gré à gré après un essai préalable. Il paraît cependant que le minerai d'étain est quelquefois vendu d'une manière analogue à celui de cuivre, car le journal de Truro annonce en même temps les ventes faites dans diverses places de deux espèces de minerai.

» Pendant mon séjour en Cornwall, le 18 juillet 1833, il fut vendu à Truro 2,295 tonnes de minerai de cuivre, dont la teneur moyenne était de 9 p. 100. Le montant de la vente avait été de 16,700 liv. 6 shill. 6d., et le prix régulateur du cuivre sur lequel ces ventes ont été faites (*standard*), était de 100 liv. 10 shill. 9 d. par tonne. Il résulte de ces données, que la tonne de minerai d'une teneur de 9 p. 100, a été vendue moyennant 7 liv. 5 sh. 6 d. La valeur du cuivre contenu dans une tonne de minerai, d'après le prix régulateur, et la teneur du minerai est de 9 liv. 19 shill. La somme représentant les frais de transport, de fonte et le bénéfice des usines à cuivre, est par conséquent de 2 liv. 13 shill. 6 d. par tonne. On vendit aussi, le 16 juillet, à Redruth, 42 tonnes et demie de minerai d'étain (*black-tin*), à des prix qui varièrent entre 38 liv. 12 shill. 6 d. et 24 liv. 10 shill. par tonne, plus 180 quintaux de 112 liv. avoirdupois, de minerai d'étain au prix de 11 shill. pour 20 liv. avoirdupois. Sans doute cette dernière partie était du minerai d'étain d'alluvion (*grain-tin*).

» Le journal de Truro, qui publiait ces ventes dans son numéro du 19 juillet, annonçait comme devant avoir lieu à Truro, à pareil jour de la semaine suivante, la vente de 3,04 tonnes de minerai de cuivre; et comme devant être vendus à Camborne, le 1[er] août suivant, 2,345 tonnes du même minerai.

» La quantité de minerai de cuivre produite dans ces dernières années, par les mines du comté de Cornwall, s'élève à environ 140,000 tonnes, dont la teneur moyenne est de 8 p. 100 en cuivre. Les *Consolidated-mines* fournissent seules, annuellement, de 15,000 à 18,000 tonnes, dont la teneur est supérieure à la richesse moyenne des minerais de la contrée; ces mêmes mines produisent, tous les deux mois, un bénéfice net de 8,000 livres sterling, plus de 200,000 francs, ou plus de 1,200,000 francs par an, à partager entre les actionnaires. La mine de cuivre de Tresavean donne un produit net encore plus élevé; il est de 10,000 livres sterling, plus de 250,000 francs tous les deux mois, et par conséquent 1,500,000 francs par an.

» Les minerais sont vendus sur place, à un prix moyen, qui est ordinairement supérieur à 6 livres sterling la tonne. Il dépend, au reste, du prix du cuivre métallique au moment de la vente, et se calcule approximativement, ainsi que nous l'avons vu, en déduisant du prix du cuivre contenu dans la tonne de minerai, et dont la quantité est connue par l'essai en petit, une somme de 2 liv. 15 shill., représentant les frais de transport et de fonte.

. Quant à la production en minerai d'étain, elle est beaucoup moins considérable. La production en étain métallique provenant des mines du Cornwall, s'élève annuellement de 4,000 à 5,000 tonnes; comme le minerai est amené, ordinairement par

la préparation mécanique, à une teneur de 70 p. 100 en métal, cela représente de 5,700 à 7,000 tonnes de minerai lavé.

» Les minerais de cuivre vendus sont généralement transportés au port le plus voisin, par des voitures ordinaires. Néanmoins, dans ces dernières années, on a construit un chemin de fer (*rail road*) qui aboutit à la mer, non loin de Perran Wharf, et sert au transport des minerais exploités aux *Consolidated-mines*, et dans les autres mines importantes voisines de Redruth. Le *rail road* suit la vallée dans laquelle débouchent les principales galeries d'écoulement; sa pente moyenne est de $\frac{1}{80}$, et sur quelques points, elle va jusqu'à $\frac{1}{36}$. Chacun a le droit de placer des wagons et des chevaux à lui appartenants sur ce chemin, qui est généralement à simple voie, et ne sert absolument qu'au transport des minerais de cuivre au port, et de la houille, fer, fonte, chaux ou autres matériaux nécessaires à l'exploitation, du port de débarquement aux mines.

» Les machines à vapeur et les autres objets en fonte moulée, sont généralement fournies par des fonderies établies dans le comté de Cornwall, et qui tirent du Glamorgan la houille et la fonte brute. Deux grandes fonderies et ateliers de construction de machines à vapeur, sont situés à Hayle, sur la côte nord du comté. Une fonderie moins importante est établie à Perran Wharf, près de la côte méridionale, sur la route de Falmouth à

Truro. Celle-ci est moins avantageusement située que la première.

» Les prix des matières premières tirées des ports de Swansea et de Neath, dans le Glamorgan, et rendues aux mines de Hayle, étaient les suivans en juillet 1833 :

» Houille mêlée, de première qualité, 1 liv. 12 shill. par voie de 72 bushels, pesant ensemble 6,048 liv. avoirdupois. En monnaies françaises, 40 fr. 48 c. pour 2742 kilogrammes, ou 1 fr. 48 c. par 100 kilogrammes.

» Fonte brute pour moulage, 5 liv. 5 shill. par tonne de 2,240 liv. avoirdupois, ou, en mesures françaises, 13 fr. 09 cent. les 100 kilogr.

» Les objets fabriqués à Hayle étaient les suivans :

» Moulages de forme simple, 6 liv. par tonne, 15 fr. 18 c. les 100 kilogrammes.

» Tuyaux en fonte pour les pompes de mines, 7 liv. 10 shill. par tonne; 18 fr. 97 c. les 100 kilogrammes.

» Grands cylindres de 80 à 90 pouces de diamètre intérieur, alésés, 22 liv. par tonne; 55 fr. 66 c. les 100 kilogrammes.

» Couverts de cylindres, fonds de cylindres rabotés, *id.*

» Chaudières cylindriques en tôle de fer, avec tube intérieur, de la forme usitée pour les machines de Cornwall, 18 liv. 5 shill. par tonne; 46 fr. 17 c. pour 100 kilogrammes.

» Valves ou soupapes en bronze, alésées ou ro-

dées, 2 shill. 3 d. la livre avoirdupois, 6 f. 28 c. le kilogramme.

» Le salaire journalier des ouvriers forgeurs ordinaires est, dans les usines de Hayle, de 2 shill. 6 d. environ, 3 fr. 60 c.

» Il y a aussi une fonderie très considérable, et un très bel atelier de construction pour les machines à vapeur, à Neath-Abbey, sur la côte sud du Glamorgan. Mais les machines employées sur les mines du comté de Cornouailles, sont généralement tirées de préférence des fonderies du pays, afin d'éviter un transport par mer, qui devient coûteux et embarrassant pour des pièces aussi énormes que les cylindres des machines.

III. — PARTIE TECHNIQUE.

» Nous traiterons d'abord de l'exploitation des mines en filons; nous ajouterons quelques mots sur celle des minerais d'alluvion dans les *stream-works*, et celle des petits filons ou *stock-werk*, de Carclaze.

» La méthode d'exploitation usitée aujourd'hui en Cornwall et en Devonshire, est très simple et très régulière. Les travaux préparatoires, dans le gîte, consistent dans l'exécution de galeries horizontales appelées *niveaux* (*levels*), distantes l'une de l'autre de 10 fathoms mesurés suivant la verticale, et que l'on pousse, en général, avec beaucoup de régularité, sans les interrompre jamais, à cause

Division du gîte en massifs.

de la stérilité du filon dans certaines places. Les galeries sont désignées par leur profondeur au-dessous du niveau de la galerie d'écoulement (*adit level*).

» On en commence de nouvelles, à mesure que l'on approfondit le puits le plus profond, dans lequel sont toujours placées des pompes d'épuisement. Quand ce dernier puits est creusé suivant l'inclinaison du gîte, elles partent du puits même et s'étendent des deux côtés. Quand il est foré verticalement, hors du gîte, on pratique, à chaque niveau, des galeries à travers bancs, à partir desquelles commencent les grandes galeries horizontales (*levels*).

» Celles-ci sont réunies entre elles, par des puits ou galeries inclinés suivant le gîte, entre lesquelles on laisse une distance de 8 fathoms, de telle sorte que le gîte se trouve divisé en massifs rectangulaires, qui ont 10 fathoms sur 18. Il est presque inutile d'ajouter que cette distance de 18 fathoms entre les puits de recoupement, n'est pas aussi régulièrement observée que la distance entre les galeries de niveau ; qu'ainsi, dans les parties stériles du filon, on se dispense de les exécuter, ou qu'on augmente leur distance.

» Les massifs rectangulaires sont ensuite exploités de bas en haut, suivant la méthode des gradins renversés. Dans une mine en prospérité et bien conduite, il y a toujours un certain nombre de massifs préparés d'avance, indépendamment de

ceux qui sont l'objet de l'exploitation actuelle, et l'on en prépare en même temps de nouveaux, soit en prolongeant celles des galeries de niveau commencées, qui n'ont pas encore atteint les limites du terrain concédé par le lord, soit en fonçant le puits le plus profond, et en entreprenant de nouvelles galeries, aussitôt que l'approfondissement est suffisant pour cela.

» On exécute en même temps, à chaque niveau que l'on atteint, des galeries à travers bancs, pour atteindre et recouper les filons parallèles ou latéraux (*side lodes*).

Puits d'épuisement et d'extraction.

» Les puits d'épuisement et d'extraction sont commencés dans le toit du filon, et viennent rencontrer celui-ci à une profondeur qui dépend de son inclinaison et de la distance du puits aux affleuremens. En général, on éloigne assez l'orifice du puits des affleuremens, pour n'atteindre le gîte qu'à une profondeur plus grande que celle où le filon est déjà reconnu riche ou productif; ainsi, aux *Consolidated-mines*, tous les puits d'épuisement et d'extraction sont verticaux; le puits le plus profond, sur lequel est placée une machine d'épuisement neuve, de 80 pouces de diamètre au piston, a actuellement une profondeur de 200 fathoms au-dessous du niveau de la galerie d'écoulement, et ne doit atteindre le filon qu'à une profondeur d'environ 260 fathoms au-dessous de ce niveau.

» Cependant, lorsque l'inclinaison du filon est un

peu considérable, que la roche du toit est extrêmement dure, et que la matière du filon lui-même est très solide, les puits sont souvent placés au toit, de manière à atteindre le gîte à un niveau supérieur au fond des travaux, et se continuent ensuite, à partir du point de contact, en suivant l'inclinaison de la veine. Les pompes sont alors inclinées dans une portion du puits, et les cuveaux qui servent à l'extraction, glissent sur le mur. C'est ainsi qu'à Huel-Vor, les puits d'épuisement ne sont verticaux que jusqu'à la rencontre de la veine, à une profondeur de 140 ou 160 fathoms au-dessous de la surface, et se prolongent ensuite suivant l'inclinaison du gîte, qui forme un angle de 15 à 20° avec la verticale.

Travail dans le roc dur.

» Le creusement des puits, l'exécution des galeries de niveau et des galeries inclinées qui réunissent les *levels*, forment la plus grande partie de ce genre d'ouvrages, qui est appelé *tutwork*, et qui s'exécute à raison de tant par fathom courant. La seule particularité que j'aie remarqué dans l'exécution de ces travaux, c'est que les mineurs anglais emploient généralement, dans le roc dur, la poudre à beaucoup plus forte charge que les mineurs français, piémontais, et surtout que les allemands. Cela tient au bon marché de la poudre, qui ne coûte, en Angleterre, que 2 livres sterling (50 fr. 60 c.) le quintal, de 112 livres, équivalent à 50 kilogrammes, c'est-à-dire à peu près 1 fr. le kilogramme, tandis qu'en France, le prix du kilo-

gramme de poudre est de 3 fr. 50 c. Très souvent il y a deux ouvriers pour creuser un trou de mine : l'un tient et tourne le fleuret ; l'autre frappe sur la tête avec un lourd marteau. Les trous pratiqués au faîte des galeries, ont de 1 pouce $\frac{3}{4}$ à 2 pouces de diamètre, et une profondeur de 1 pied $\frac{1}{2}$ à 2 pieds ; de pareils trous sont chargés d'une livre de poudre ($0^k,45$). Dans le creusement des puits, ils font des trous encore plus larges et plus profonds, dans lesquels ils mettent à la fois jusqu'à 2 ou 3 livres de poudre.

» Lorsque le roc fournit beaucoup d'eau, la poudre est renfermée dans un sac de toile goudronnée imperméable. Le feu est mis par un tube rempli de poudre ; ce tube est à deux enveloppes, formées de petites bandelettes en toile goudronnée, enroulées l'une sur l'autre, et en sens inverse l'une de l'autre. Les sacs destinés à contenir la poudre, sont vendus pleins de sable et liés avec une ficelle. L'ouvrier, quand il veut s'en servir, détache la ficelle, vide le sable, qu'il remplace par de la poudre, introduit dans la poudre et près des bords du sac, l'extrémité du tube rempli de poudre, et renoue ensuite le sac, auquel le tube se trouve naturellement adapté. Il coupe celui-ci de longueur convenable, introduit la cartouche au fond du trou, et bourre par-dessus avec des fragmens de killas, sans mettre d'épinglette, le tube en tenant lieu. Il est suffisamment solide, pour ne pas se comprimer au point de laisser des solu- Cartouches imperméables.

tions de continuité dans la traînée qui doit porter le feu à la cartouche. Ces objets se fabriquent à Camborne, petite ville entre Truro et Penzance. Un sac goudronné pouvant contenir une livre de poudre, est vendu 4 pence, et les tubes remplis de poudre, 2 pence par yard de longueur.

» La section des puits destinés à contenir les pompes d'épuisement, et une ligne d'échelles pour la descente des ouvriers, est généralement un rectangle de 8 pieds sur 9 ou 10 dans le roc dur. Quand ils sont verticaux, leurs parois sont dressées avec un très grand soin. Ces puits dans le killas dur, ont très rarement besoin de boisage. Celui sur lequel est placée, aux *Consolidated-mines*, la machine d'épuisement neuve, de 80 pouces de diamètre, a actuellement une profondeur de 235 fathoms au-dessous de la surface du sol, et ses parois, extrêmement solides, sont entièrement à nu, excepté tout près de la surface, où elles sont boisées. Le prix du creusement d'un puits semblable, varie avec la dureté de la roche, la quantité d'eau, etc. A la mine de cuivre de Huel-Friendship en Devonshire, un puits creusé dans le killas dur, dans l'intérieur de la mine, et dans lequel il arrivait très peu d'eau, coûtait 35 livres sterling (885 fr. 50 c.) par fathom courant, y compris l'extraction des déblais au jour. Sa section était seulement de 8 pieds sur 9, et les ouvriers usaient environ 80 livres de poudre par fathom.

» Le creusement du puits d'épuisement le plus

profond d'une mine, quand on ne peut pas retenir l'eau dans les niveaux supérieurs, est souvent beaucoup plus cher. Il faut, en général, plus d'une année pour approfondir ce puits (dit *sump*) de 10 fathoms; de sorte qu'on ne peut pas commencer chaque année une nouvelle galerie horizontale (*level*) dans le filon. M. Carne (*on some improvements on mining*) cite comme un fait remarquable qu'on ait pu approfondir en quatre ans le puits (*sump*) de la mine de Poldice, de 35 fathoms, et celui de East-Huel-Damsel, de 40 fathoms.

» Les *Consolidated-mines*, quand elles ont été reprises par la compagnie actuelle, n'avaient été exploitées qu'à 90 fathoms au-dessous de la galerie d'écoulement. La compagnie actuelle est arrivée, en quatorze ans de temps, à la profondeur de 200 fathoms au-dessous du même niveau, et a, par conséquent, approfondi les travaux de 110 fathoms, c'est-à-dire moyennement de 8 fathoms par an, à très peu près. Elle a, en outre, découvert plusieurs filons latéraux.

» Les galeries horizontales (*levels*), dans le filon et les galeries à travers bancs, ont en général 2 ½ à 3 pieds de large, sur 6 pieds de haut. Le prix ordinaire, dans le rocher dur, est de 6 à 8 livres sterling par fathom courant, y compris l'extraction des déblais au jour; cependant, ce prix est quelquefois beaucoup plus élevé. A la mine d'étain de Huel-Vor, les ouvriers qui travaillaient

à l'avancement de la galerie de niveau la plus profonde, lorsque j'ai visité cette mine, recevaient 15 livres sterling par fathom, et l'on m'a dit que le prix d'un ouvrage semblable s'était quelquefois élevé à 27 livres sterling. Au reste, ces résultats n'ont rien de bien surprenant pour ceux qui sont un peu familiers avec les travaux de mines exécutés dans les rochers durs.

» Si cette dureté du rocher augmente le prix des excavations, elle a, d'un autre côté, l'immense avantage que ces excavations sont ensuite parfaitement solides, n'exigent aucun entretien de boisage ou de muraillement, et que leurs parois et le terrain circonvoisin n'éprouvent aucun tassement. Cette dernière circonstance est surtout précieuse pour les puits destinés à recevoir des lignes de pompes. On sent, en effet, que des mouvemens de terrain occasioneraient des fuites dans les colonnes, des frottemens, et amèneraient la destruction rapide des diverses pièces de ces machines.

Creusement des puits et galeries dans le roc tendre et ebouleux.

» La roche des parois et celle des filons n'est pas toujours dure et solide, quoique ce soit le cas le plus fréquent. Quand cela arrive, les puits d'épuisement et d'extraction sont toujours verticaux et creusés dans le toit. Ainsi, à la mine de Pembroke, près de Saint-Austle, on exploite un filon riche en minerai de cuivre, dirigé de l'est à l'ouest, et incliné de 45° vers le nord. La matière du filon est extrêmement tendre, ce qui fait que l'exploitation consomme une quantité de bois considé-

rable. Le puits d'épuisement le plus profond, est maintenant parvenu à 108 fathoms au-dessous de la surface. Il est enfoncé dans un killas souvent fort tendre, qui forme le toit du filon; il est boisé avec soin dans les parties où les parois sont peu solides, au moyen de forts cadres rectangulaires en bois de Norwége, derrière lesquels sont des madriers jointifs de 1 pouce ½ d'épaisseur. On a choisi, pour y placer les bâches qui reçoivent les eaux, dans la hauteur du puits, les parties où le roc est le plus solide, et n'a pas besoin de boisage. Dans cette localité, le killas est recouvert par un dépôt de sables mobiles et fins, dont une grande partie provient vraisemblablement des résidus de lavage de l'ancienne exploitation à ciel ouvert de Carclaze, que les eaux ont entraînés dans les bas-fonds, où sont situés les orifices des puits. La hauteur du dépôt est ordinairement de 5 ou 6 fathoms, souvent plus.

Cylindres en fonte pour traverser les sables.

» On emploie, pour traverser ce dépôt, la méthode des tubages ou cuvelages en fonte de fer, usitée dans plusieurs localités de l'Angleterre, et notamment dans les terrains mouvans et sableux des environs de Londres. Elle consiste à enfoncer dans le sable, par pression, des tubes en fonte qui s'assemblent les uns avec les autres, au moyen de brides rentrantes vers la concavité des tubes, et de boulons à vis et écrous. Chaque tube est ainsi terminé par deux brides, sauf l'inférieur, qui entre le premier dans le terrain, et dont le

rebord est dentelé, pour qu'il pénètre plus facilement. Lorsque le puits à creuser n'a qu'un petit diamètre, les tubes sont formés d'une seule pièce; si le diamètre est de 5 ou 6 pieds, chacun est formé de plusieurs parties assemblées entre elles par des boulons à vis et écrous, au moyen de brides verticales, c'est-à-dire suivant les arètes de la surface cylindrique, rentrantes aussi vers la concavité des cylindres. Après avoir enlevé, à la surface, le sable jusqu'à une profondeur qui dépend de sa mobilité, on place le premier tube, dont le bas est dentelé : on le charge de poids, et on l'enfonce dans le terrain. On aide, en enlevant le sable dans l'intérieur; quand il est à peu près enfoncé, on ajuste sur la bride supérieure un second tube, qu'on enfonce de la même manière par pression, et retirant à mesure les sables de l'intérieur. On continue ainsi jusqu'à ce qu'on soit arrivé au rocher solide. A Pembroke, un des puits d'extraction est ainsi cuvelé en fonte, jusqu'au roc, situé à 6 fathoms au-dessous de la surface. Le cuvelage ne monte pas, toutefois, jusqu'au niveau du sol, mais seulement jusqu'à la galerie d'écoulement, qui n'est ici qu'à 5 ou 6 pieds de profondeur : la petite partie du puits, supérieure à ce niveau, est boisée. Au-dessous de la galerie, jusqu'au roc, il y a quatre tubes; chacun d'eux a 6 pieds de haut et 5 pieds de diamètre intérieur; il est formé de cinq parties ou portions de surfaces cylindriques, assemblées entre elles au moyen de

brides verticales rentrantes, par des boulons à vis et écrous. L'épaisseur de la fonte est de $\frac{7}{8}$ de pouce.

» L'abattage des massifs dans le roc dur, suivant la méthode des gradins renversés, se fait absolument comme en Allemagne et en France. Les déblais stériles, amoncelés sur les planchers, servent à remblayer les excavations; mais il arrive très souvent que la masse entière des filons contient du minerai disséminé; et il résulte alors, de l'enlèvement des massifs, des vides très considérables qui se soutiennent sans remblais, et au moyen d'un petit nombre d'étais en bois, grâce à la solidité des parois. Exploitation des massifs.

» Dans le filon de Pembroke, la masse est quelquefois tout-à-fait semblable à du sable qui se désagrége par le plus léger effort, de telle sorte que la matière extraite de la mine, et amenée au jour, est immédiatement lavée ou débourbée dans une table longue et étroite, appelée *tye*, sans avoir besoin d'être préalablement broyée entre des cylindres ou bocardée. Ici les massifs ne sont pas enlevés entièrement comme dans le roc dur : les mineurs suivent les veines de minerai dans la matière sableuse, et les enlèvent en boisant ordinairement avec des madriers jointifs, de la même manière qu'ils creusent les puits inclinés dans le filon, entre deux galeries horizontales (*levels*). Ils exploitent ainsi en remontant. La grande inclinaison du filon facilite beaucoup leur travail.

» L'airage est en général très bon dans les mines Airage.

du Cornwall et du Devonshire; il se fait très bien naturellement, au moyen des puits d'extraction d'épuisement, des longues galeries horizontales qui les mettent en communication, et des puits inclinés qui vont d'un niveau à l'autre. Les seuls points où les ouvriers puissent être gênés faute d'air, sont la dernière galerie de niveau, poussée à partir du puits d'épuisement, et les extrémités des galeries de niveau supérieures, que l'on prolonge, et qui sont ainsi des culs-de-sac. On emploie pour aérer ces parties, des moyens artificiels, qui consistent le plus souvent à faire tomber de l'eau d'un niveau supérieur à un niveau inférieur, dans une caisse ou tuyau incliné, et à recueillir au bas de la chute, dans un réservoir analogue à celui d'une trompe, l'air que l'eau amène avec elle, et que l'on conduit au fond des tailles, par une série de tuyaux en bois ou en fonte. On préfère pour cela les tuyaux de fonte, parce qu'ils durent indéfiniment, et que d'ailleurs les tuyaux de bois, qui commenceraient à se pourrir, vicieraient un peu l'air qui les parcourt. Quand on ne peut pas employer ce moyen, on foule de l'air frais au moyen d'une pompe ordinaire, ou bien on aspire l'air vicié suivant les méthodes connues. Le transport souterrain s'exécute encore presque partout par brouettes, roulant sur le sol des galeries. Cependant on a commencé à poser, dans quelques mines où les distances à parcourir sont considérables, des chemins de fer.

« L'extraction du minerai se fait au moyen de machines à vapeur, et de câbles plats en chanvre, lorsque les puits sont verticaux, et le plus souvent de chaînes en fer, lorsqu'ils sont en partie creusés suivant l'inclinaison du gîte. Les câbles plats pèsent en général 8 livres par yard courant, et coûtent 1 livre sterling 18 shillings par quintal de 112 livres; cela fait revenir le kilogramme à 95 c., et le mètre courant à 3 fr. 76 c. Extraction des minerais. Câbles plats.

« Les chaînes en fer qu'on emploie dans les puits inclinés, parce que le frottement sur le mur du puits userait trop rapidement les cordes en chanvre, sont des chaînes ordinaires à anneaux arrondis, et de forme décroissante d'une extrémité à l'autre, comme cela doit être pour que le poids de la chaîne ne soit pas considérable. Une chaîne semblable est employée à Huel-Vor, pour l'extraction des minerais à une profondeur de 160 fathoms. Son poids total est de 4,800 livres, ce qui revient à 30 livres par fathom, ou $7^k,42$ par mètre courant. Chaînes de fer.

« Les câbles plats s'enveloppent sur eux-mêmes, de la manière ordinaire, entre les joues élevées d'une bobine. Les chaînes en fer s'enveloppent également sur elles-mêmes, sur un treuil horizontal d'une petite longueur et à rebords. Les machines d'extraction sont généralement placées à une assez grande distance de l'orifice des puits; la charpente qui supporte les molettes ou poulies de renvoi, placées au-dessus de ceux-ci, est de la

forme la plus simple, et consiste simplement en quatre poteaux ou jambes inclinées, d'une assez grande hauteur, reliées en haut par des pièces horizontales, sur lesquelles posent les traverses qui portent les molettes. Le tout est sous un petit hangar en planches, destiné à mettre à couvert l'ouvrier qui vide les cuveaux pleins. Entre le puits et la bobine, sur laquelle ils s'enroulent, les câbles ou chaînes sont soutenus par des rouleaux horizontaux, placés de distance en distance à la hauteur convenable.

» Une sonnette, placée dans la chambre du machiniste, sert à l'avertir quand il doit arrêter la machine ou changer le sens du mouvement de rotation. Cette sonnette est liée par des fils de fer à une corde qui se trouve dans la cabane, au-dessus du puits, à la main de l'ouvrier qui vide les cuveaux. Les ouvriers du fond communiquent avec celui-ci par une sonnette semblable, dont les cordons descendent le long des parois du puits, ou quelquefois les signaux sont transmis du fond au moyen d'une barre de fer continue, qui se prolonge depuis l'orifice du puits ou de la galerie inclinée, jusqu'au point où l'on accroche les cuveaux. Il suffit de frapper l'extrémité de cette barre avec un marteau, pour que le son se transmette à l'autre extrémité. C'est ainsi qu'à *Huel-Friendship,* près de Tavistock, les signaux sont transmis du fond d'une galerie inclinée, qui a environ deux tiers de mille anglais (1,073 mètres)

de longueur, jusqu'à l'orifice, au moyen d'une barre de fer continue sur toute cette longueur.

» Les cuveaux employés pour l'élévation du minerai, tant dans les puits verticaux que dans les puits inclinés, sont en tôle de fer, de forme bombée, analogue à celle des tonneaux ordinaires : ils sont liés au câble, ou chaîne principale, au moyen d'un bout de chaîne en fer, d'un crochet et d'une anse demi-circulaire. Leur capacité est d'à peu près 1 hectolitre ; le cuveau vide pèse environ 280 livres, et son contenu en minerai brut, tel qu'il sort de la mine, 448 livres. Ces cuveaux sont vidés à la surface d'une manière très simple, sans qu'il soit nécessaire de les décrocher.

» Les machines d'extraction sont habituellement des machines à vapeur à double effet et à haute pression ; dans le cas où l'on emploie les câbles plats, la bobine sur laquelle ils s'enroulent, et qui est mue par la machine, a quelquefois son axe vertical. Cette disposition a l'inconvénient de tordre le câble plat ; mais elle est commode, en ce que l'on peut, avec la même machine, extraire des minerais dans des puits diversement placés par rapport à elle. Ainsi, lorsque l'on veut abandonner l'extraction par le puits actuel, pour la faire par un nouveau puits, il suffit de déplacer les câbles, sans avoir à modifier en rien le système des bobines et de la machine.

» Aux mines de Huel-Friendship et de Huel-Betsey, près de Tavistock, l'extraction se fait au

moyen de roues hydrauliques, à un seul rang d'augets. Bien que ce mode soit vicieux, il a quelque chose d'ingénieux qui mérite d'être décrit. La chaîne en fer à laquelle est attaché le cuveau, ou chariot unique qui sert à l'extraction, s'enroule sur une bobine à axe horizontal. Sur le même axe est montée une roue d'engrenage, conduite par une autre roue montée, soit sur l'arbre de la roue hydraulique, soit sur un arbre intermédiaire entre celle-ci et le treuil ou bobine. Les roues d'engrenage sont dans le même plan, à Huel-Friendship; à Huel-Betsey, l'arbre de la roue est placé au-dessous du niveau de l'orifice du puits, le mouvement de celle-ci est transmis au treuil, par l'intermédiaire d'un arbre vertical et de roues d'angle, montées sur cet arbre et sur ceux de la roue et du treuil. Dans tous les cas, celui des paliers de l'arbre du treuil qui se trouve du côté de la roue d'engrenage, est posé sur l'extrémité du bras le plus court d'un levier horizontal en bois, dont l'autre extrémité est chargée d'un contre-poids, faisant à peu près équilibre à la charge que porte le palier. Il suffit ainsi d'appuyer, sur l'extrémité du plus long bras de levier, pour soulever le palier du treuil et le rendre indépendant de la roue hydraulique, en désengrenant les roues dentées.

» Ainsi, lorsque le cuveau ou chariot est arrivé à l'orifice du puits ou de la galerie, le machiniste soulève le levier, et ferme en même temps la

vanne qui amène l'eau sur la roue. Celle-ci s'arrête après avoir fait environ un tour; mais le treuil s'arrête immédiatement. Si le cuveau est suspendu au-dessus de l'orifice du puits, il redescend par son propre poids, en faisant tourner le treuil en sens contraire. On modère la vitesse à la descente, au moyen d'un frein placé sur le treuil. L'ouvrier placé sur le puits, vide le cuveau avec des tenailles, à la manière ordinaire, et le rejette ensuite dans le puits. Alors il suffit de desserrer le frein, pour que le cuveau descende par son poids jusqu'au fond de la mine. On modère encore avec le frein la vitesse de la descente, qui demeure cependant très considérable, pour éviter les pertes de temps.

Épuisement des eaux.

» Les quantités d'eaux affluentes dans la plupart des mines du Cornwall et du Devonshire, sont très considérables. Les difficultés d'épuisement croissant avec la profondeur des travaux souterrains, on les a surmontées, d'une part, en empêchant, autant que possible, les eaux des niveaux supérieurs de tomber au fond des travaux; d'autre part, en construisant des machines plus puissantes.

» Dans un petit nombre de localités, notamment à Huel-Friendship et Huel-Betsey, les pompes sont mues par de grandes roues en dessus, placées près de l'orifice des puits. Mais en général la difficulté, et souvent même l'impossibilité d'amener des cours d'eau assez considérables pour servir de moteurs,

ou de construire des étangs ou réservoirs semblables à ceux qui fournissent les eaux motrices à la plupart des mines métalliques d'Allemagne, ont obligé d'avoir recours à la puissance de la vapeur. Le grand intérêt que l'on a eu à ramener au minimum la consommation en houille, qui revient à plus de 2 fr. les 100 kilogrammes rendus aux mines, a été la cause première des nombreuses améliorations qui, dans une période de moins de vingt ans (de 1813 à 1830), ont réduit de moitié la consommation moyenne de toutes les machines en combustible, ou, si l'on veut, doublé l'effet utile obtenu par la consommation de quantités égales de houille. (*Voyez* le Mémoire de M. Jonh Taylor, traduit, *Annales des Mines*, 3e série, tome II, page 51.)

» Le premier soin à prendre a été de retenir les eaux dans les niveaux supérieurs, en les empêchant, autant que possible, de tomber au fond des travaux. C'est à quoi l'on est parvenu, 1° en soignant davantage l'entretien des galeries d'écoulement, les tenant libres d'obstructions, et établissant sur leur sol, toutes les fois que cela a été nécessaire, un lit artificiel imperméable aux eaux; 2° en faisant des travaux semblables dans les galeries horizontales situées à différens niveaux dans le gite, et proportionnant, à chaque niveau, le nombre de pompes d'épuisement à la quantité d'eau qu'elles doivent extraire, laquelle se compose de celle élevée par les pompes inférieures des

niveaux plus bas, et de celle qui afflue naturellement à ce niveau.

» M. Carne, dans le Mémoire déjà cité (vol. III des *Transactions de la Société géologique du Cornwall*), pense que la quantité d'eau aujourd'hui élevée par les pompes de quelques mines très profondes, est moindre que celle que l'on élevait il y a vingt ans. « On estime, dit-il, que la » quantité d'eau extraite aujourd'hui à Huel-» Unity et Poldice, et aux *Consolidated-mines*, » et versée dans la galerie d'écoulement, n'est » guère que les $\frac{2}{5}$ de celle qui était extraite autre-» fois; et l'on n'extrait pas autant d'eau des mines » réunies de Treskirby, Huel-Chance et North-» Downs, qu'on en extrayait autrefois de la seule » mine de North-Downs. »

» Toutefois, il est permis de penser que, malgré les soins apportés à l'entretien des galeries d'écoulement, la diminution apparente de la quantité d'eau élevée, tient en grande partie à la meilleure construction des pompes.

Pompes d'épuisement.

» Les pompes employées à l'épuisement des eaux de mines, sont généralement des pompes foulantes à piston plein (*plungers pumps*). On n'emploie guère les pompes élévatoires à pistons creux, que dans la partie inférieure du puits qui est exposée à être submergée; dans ce cas, la tige du piston qui descend dans l'intérieur du tuyau ascensionnel, est en fer forgé. Ce système de pompes est décrit dans un Mémoire de M. John Taylor,

traduit en français, et inséré dans les *Annales des Mines*, 3e série, tome Ier, page 205. Nous nous bornerons en conséquence, ici, à donner quelques détails de construction qui ne se trouvent pas dans cet endroit.

» L'eau est toujours foulée, dans les tuyaux montans des pompes, par le poids de la maîtresse-tige, qui est à son tour élevée par le moteur. Quand ce poids est très supérieur à celui des colonnes d'eau foulées par les pistons pleins (*plungers*), on a soin d'en équilibrer une partie au moyen de balanciers placés à la surface du sol, dans des excavations latérales au puits, à différens niveaux, ou quelquefois par des colonnes d'eau renfermées dans des tuyaux verticaux, qui pressent sur un *plunger* adapté à la maîtresse-tige. Deux maîtresses-tiges placées dans des puits différens, et liées entre elles par des balanciers et une ligne de tirans, se font quelquefois mutuellement équilibre. Quand au contraire ce poids est trop faible, on l'augmente en plaçant, sur les patins de la maîtresse-tige, de gros tuyaux remplis de fonte, qu'on lie à celle-ci avec des frettes, ou bien on substitue à quelques pompes foulantes des pompes élévatoires à piston creux, ou enfin, on ajuste quelques-uns des *plungers*, de manière qu'ils foulent l'eau, quand la maîtresse-tige monte, de la manière indiquée par M. Taylor dans son Mémoire (pages 221 et 222 de la traduction française). Au reste, ces dispositions sont rarement

nécessaires, le poids de la maîtresse-tige, dans le puits profond, étant généralement plus considérable que cela n'est nécessaire, et devant, au contraire, être diminué par des contre-poids.

» Quand le moteur est une machine à vapeur, elle est placée près de l'orifice du puits, et son piston transmet ordinairement le mouvement à la maîtresse-tige, au moyen d'un balancier en fonte placé au-dessus du cylindre. La machine étant à simple effet, la pression de la vapeur sur le piston produit l'ascension de la maîtresse-tige, qui descend ensuite lentement, par suite de l'excès du poids qu'elle conserve sur les colonnes d'eau foulées par les *plungers*. Pendant ce temps, le piston de la machine est également pressé par la vapeur sur les deux faces, le dessus et le dessous du cylindre étant en communication entre eux.

» Quand le moteur est une roue hydraulique, deux manivelles placées aux extrémités de l'arbre, au-delà des paliers, impriment un mouvement alternatif à deux lignes de tirans horizontaux, placés à la surface du sol, et dont chacune est liée, par une croix ou balancier, à une maîtresse-tige. Les deux manivelles sont disposées en sens inverse l'une de l'autre, de manière que l'une des tiges descende pendant que l'autre monte, *et vice versâ.* »

TROISIÈME PARTIE.

PRÉPARATION MÉCANIQUE ET FONTE DES MINERAIS D'ÉTAIN.

En décrivant le gisement de l'oxide d'étain, nous avons indiqué que ce minéral se trouvait en couche, en amas, en stockwerks, en filons, et disséminé dans des dépôts d'alluvion.

L'oxide d'étain retiré des quatre premiers gisemens, s'appelle *mine-tin* (étain de mine), et celui qui provient du dernier est connu sous le nom de *stream-tin*, étain de *stream-works* (étain de lavage).

Le premier est accompagné d'une grande quantité de métaux étrangers, tandis que le second n'est presque associé qu'avec des substances pierreuses.

Cette grande différence dans la composition de ces deux minerais, en amenant une dans la manière de les préparer, nous diviserons ce que nous avons à dire sur ce sujet en deux paragraphes, savoir :

Préparation mécanique de l'oxide d'étain retiré des mines (*mine-tin*);

Préparation mécanique de l'étain de lavage ou d'alluvion (*stream-tin*).

Préparation mécanique de l'oxide d'étain retiré des mines.

La préparation mécanique (*dressing*) du minerai d'étain, est en général assez semblable à celle des minerais; cependant on y remarque quelques différences dans les procédés, lesquelles ont été combinées d'après plusieurs caractères particuliers à ce minerai, qu'il n'est pas inutile de retracer ici (1).

« 1°. L'oxide d'étain se trouvant, pour la plus grande partie, extrêmement disséminé dans la gangue, il faut que le tout soit bocardé et réduit en poussière très fine, pour permettre aux parties métalliques de se séparer parfaitement.

» 2°. Le poids du minerai d'étain étant plus grand que celui de la plupart des autres minerais métalliques, il est moins susceptible de se perdre par le lavage, et par conséquent il peut être préparé de manière à être presque complétement débarrassé de toutes les matières qui n'y restent pas adhérentes.

---

(1) Nous avons extrait ce passage d'un excellent Mémoire de M. John Taylor, sur la fonte des minerais d'étain dans le Cornouailles, inséré dans le 5e volume des *Transactions de la Société géologique de Londres*, page 358, et dont une partie a été traduite dans les *Annales des Mines* de 1822.

» 5°. L'oxide d'étain n'étant pas altéré par une chaleur modérée, on peut le soumettre à une calcination, par laquelle la gravité spécifique des sulfures et des arséniures est diminuée, et leur séparation rendue plus facile. »

Par suite de ces propriétés, on voit que le minerai d'étain doit d'abord être bocardé très fin; qu'il peut être soumis sans inconvénient à des lavages réitérés, et qu'on facilite encore sa séparation des autres minerais par le grillage. Cependant le bocardage n'est pas la première opération que l'on fait subir aux fragmens qui sortent du filon, car parmi ces produits de l'extraction, il y en a qui ne contiennent point d'oxide d'étain, et d'autres qui sont un mélange d'étain et de pyrite de cuivre. Il est donc indispensable de séparer ces différentes qualités.

Ce triage est toujours précédé d'un débourbage, qui, en enlevant les matières terreuses et ocreuses qui recouvrent ordinairement les pierres extraites de la mine, donne la facilité d'en mieux distinguer la richesse.

Débourbage. Le *débourbage* s'exécute le plus ordinairement à l'entrée de la galerie d'écoulement, en agitant le minerai dans le courant d'eau qui en sort. Quelquefois on se sert, pour cette opération, d'une grille sur laquelle on place le minerai à nettoyer.

Un courant d'eau très fort, en tombant sur le minerai, entraîne les parties terreuses qui recouvraient sa surface.

Le minerai ainsi nettoyé est *trié*, sur la grille, en quatre tas, savoir : Triage.

A. Pierres riches en étain;

A'. Pierres contenant à la fois du minerai d'étain et du minerai de cuivre;

A''. Minerai de cuivre;

A'''. Fragmens stériles. Ils sont composés en grande partie de gangue pierreuse, de pyrite de fer et de pyrites arsenicales; on les rejette au tas de déblais inutiles.

Nota. Il y a plusieurs mines où le minerai d'étain n'est nullement mélangé de minerai de cuivre : le triage ne fournit alors que deux sortes de produits, A et A'''.

Les morceaux A', contenant du minerai de cuivre et du minerai d'étain, sont cassés avec une masse, et les fragmens qui en proviennent sont soumis à un nouveau triage, qui donne des produits analogues à ceux que nous avons indiqués dans le premier triage, sous les lettres A, A'' et A''', et avec lesquels on les réunit.

Malgré le soin que l'on apporte à exécuter ce triage, les deux métaux sont quelquefois tellement mélangés, que l'on ne peut les séparer que par des opérations postérieures de la préparation mécanique; encore arrive-t-il souvent que le schlich d'étain, quelque bien lavé qu'il puisse être, contient encore quelques particules de pyrite de cuivre.

Le minerai de cuivre A'' subit différentes opérations, que nous développerons ailleurs en traitant de la préparation mécanique du cuivre.

Bocardage.

Les fragmens stannifères A sont bocardés en sable plus ou moins fin, suivant la dissémination de l'oxide d'étain dans la gangue.

La détermination du degré de finesse du sable (*size*), est un objet d'une grande importance; elle est réglée par une plaque de cuivre percée de petits trous, à travers lesquels passe tout ce qui sort du bocard, emporté par le courant rapide qu'on y dirige pour cet objet.

Cette plaque percée forme, comme on va le dire, la partie antérieure de l'auge du bocard.

Il y a peu d'années, tous les bocards étaient mus par des roues hydrauliques, ce qui limitait la quantité de minerai qu'on pouvait extraire d'une mine, d'après la force motrice de l'eau dont on pouvait disposer; mais depuis que la force de la vapeur est appliquée aux bocards, la quantité d'étain produite chaque année augmente dans une très grande proportion. Des machines puissantes sont maintenant employées à cette opération sur plusieurs mines du Cornouailles, particulièrement à celles appelées *Wheal-vor*, *Great-huas*, *Dolcoath*, *Poldice* et *Polgooth*. On retire actuellement de ces mines des quantités d'étain bien supérieures à celles qu'elles fournissaient autrefois. Sur la mine de *Huel-vor*, il y a trois machines à

Mines où ces machines sont en activité.

vapeur destinées à faire mouvoir des bocards. Leur force est de 25 chevaux au moins (1).

Les bocards, lorsqu'ils sont mis en mouvement par une roue hydraulique, sont composés seulement d'une ou de deux batteries; mais ils en ont

---

(1) Pour faire mieux connaître ces machines, nous allons indiquer quelques détails qui nous paraissent intéressans. Nous les extrayons d'un rapport publié, tous les mois, sur le produit et la dépense des différentes machines à vapeur en activité dans le Cornouailles.

L'une de ces machines, appelée *South-Stamps*, fait mouvoir quarante-huit pilons; une seconde, appelée *Old-Stamps*, en fait mouvoir trente-six; enfin, une dernière en soulève vingt-quatre.

Le poids des pilons varie de 186 à 195 kilogrammes (370 à 387 livres anglaises); ils sont généralement soulevés à $0^m,266$ (10 pouces $\frac{1}{2}$ anglais).

La machine dite *South-Stamps*, la plus forte des trois, donne 17,6 coups par minute; chaque pilon est soulevé deux fois par coup de piston.

D'après ces données, on peut calculer l'effet réel produit par cette machine, ce qui donne approximativement, pour sa puissance, une force de 25 chevaux.

La consommation de cette machine a été de 1062 bushels de houille pendant un mois; d'où l'on conclut qu'elle élève 2,843,634 kilogrammes à 1 mètre par bushel de charbon qu'elle consume.

En comparant cette consommation avec celle des machines destinées à l'épuisement, on voit que les frottemens qu'éprouvent ces dernières sont moins considérables; car, pour 1 bushel de houille, elles élèvent moyennement 6,498,172 kilogrammes à 1 mètre de hauteur.

jusqu'à seize quand c'est une machine à vapeur qui leur sert de moteur.

Chaque batterie est composée de trois pilons. Le pilon est une tige en bois, armée à son extrémité d'une tête rectangulaire en fonte; il porte vers son milieu un mentonnet en bois. A chaque pilon répondent trois cames en fer implantées dans l'arbre qui reçoit l'action du moteur; les têtes des pilons sont un peu plus larges que les tiges. Elles laissent très peu d'intervalles entre elles et remplissent presque exactement l'auge; leur plus grande dimension est dans le sens de la largeur de celle-ci. La partie intérieure de l'auge est formée par une plaque de cuivre percée d'un grand nombre de trous. Leur grandeur répondant à la grosseur du sable qu'on veut obtenir, on change cette plaque lorsqu'on veut en faire varier la grosseur. Sur le derrière du bocard, il existe un plan incliné d'environ 30°, sur lequel on met le minerai à bocarder. A mesure que l'auge se vide, le minerai descend successivement par l'action de la pesanteur. Pour aider cette descente, on dirige dessus ce plan un courant d'eau, qui sert également à faire passer à travers les trous de la plaque le sable que ce minerai produit en se brisant par l'action des pilons.

Les eaux qui sortent du bocard passent d'abord dans des compartimens en bois, où elles abandonnent les sables les plus riches et les plus gros; de là elles se rendent dans les labyrinthes, où elles

déposent les parties les plus fines ou *schlamms* : il s'ensuit que l'opération du bocardage donne les trois produits suivans :

B. Sable riche du bocard;

B'. Sable pauvre du bocard ;

B". Schlamms qui se déposent dans les bassins.

Lavage du sable du bocard.

Le sable B est lavé (*buddled*) dans une caisse allemande d'environ 5 mètres de long sur 1 mètre de large, très peu inclinée. Il existe au haut de la table un compartiment ou caisse, dans laquelle l'eau s'amasse, et d'où elle sort en coulant en nappe sur la planche inclinée, qui forme le fond de la table.

Un enfant jette continuellement du minerai au haut de la table, tandis qu'un autre le remue et le ramène toujours à l'action du courant. Les différentes substances qui composent le sable sont entraînées par l'eau, et se déposent à des distances différentes, proportionnelles à leur pesanteur spécifique. Le minerai d'étain, le plus lourd de tous (sa pesanteur spécifique est de 63 à 70, celle de l'eau étant 10), reste à la partie supérieure. Les sulfures de fer, de cuivre, et les pyrites arsenicales, dont la pesanteur spécifique moyenne est de 45, occupent la partie milieu de la table ; enfin, au bas de la table s'accumulent les matières pierreuses, ainsi que les métaux plus légers, comme les oxides de fer, par exemple, dont la pesanteur spécifique n'excède pas 36. L'eau qui sort de dessus la table entraîne en outre avec

elle une grande quantité de sable, composée presque entièrement de la gangue du minerai.

Ces séparations ne sont pas aussi nettes qu'il serait à désirer. Plusieurs circonstances tendent à les rendre imparfaites : par exemple, la différence de grosseur du sable, est cause que des grains assez gros de pyrites restent à la tête de la table, tandis que des particules très fines d'oxide d'étain sont entraînées par l'action du courant. Pour recueillir celles-ci, on a pratiqué des fosses (*slime-pits*), dans lesquelles les eaux se réunissent et les déposent avant de se perdre.

On obtient de ce lavage les quatre produits suivans :

C. Sable du haut de la table, très riche en étain;

C'. Sable du milieu, contenant un peu d'oxide d'étain, des pyrites de fer, de cuivre et des pyrites arsenicales.

C''. Sable du bas de la table, lavé seulement comme minerai de cuivre.

C'''. Schlamms ou boues un peu stannifères, recueillis dans les bassins.

Le sable C est lavé une seconde fois sur la caisse allemande, par une méthode analogue; il donne encore quatre produits.

Lavage du sable enrichi.

Le premier, D, est un schlich qui ne peut pas être lavé de nouveau sans perte d'oxide d'étain, lorsque le sable du bocard est riche. Il contient cependant encore quelques parties cuivreuses,

qu'on sépare à l'aide de la calcination, comme nous l'indiquerons plus tard; mais lorsque le minerai est pauvre, le sable obtenu dans ce second lavage doit être lavé une troisième fois, pour y concentrer l'étain.

Les trois autres produits sont analogues à C′, C″ et C‴, et sont traités comme eux.

Le sable C′ est lavé, à deux reprises, sur une caisse allemande; il donne :

D′, du minerai d'étain très mélangé de wolfram, et contenant une grande proportion de sulfures et d'arséniures.

Le second produit est analogue à C″.

Le sable C″, très riche en sulfure de cuivre, est porté sur des tables dormantes couvertes de toiles, où des laveurs, munis de râbles, en séparent encore une certaine proportion de minerai d'étain, qu'on rapporte aux caisses allemandes; ce qui est entraîné en bas des tables, est traité comme minerai de cuivre.

Lavage des schlamms.

Le peu d'oxide d'étain que contient la boue ou schlamm C‴, recueilli dans les bassins, ne pourait être retiré si on lavait ces schlamms de la même manière que les sables du bocard; il serait entraîné par le courant d'eau avec les parties terreuses. On commence par le débourber dans une caisse plus courte et beaucoup plus étroite que pour le lavage du sable du bocard.

1°. Débourbage sur une caisse à débourber (*trunk-box*).

Ce débourbage (en anglais *trunking*) se compose de deux opérations. La première a pour but de

désagglutiner la boue, c'est-à-dire de lui faire perdre une ténacité pâteuse qu'elle possède, analogue à celle de l'argile; elle s'exécute dans un compartiment qui est à la partie supérieure de la caisse à débourber (*trunk-box*), et dans lequel le courant d'eau se rend d'abord, pour tomber ensuite en nappe sur la table.

La coupe et le plan (fig. 5 et 6, Pl. X) donnent une idée de la forme et des dimensions du *trunk-box*.

Le *slime* est accumulé en M; l'ouvrier le pousse en arrière avec une pelle, de *a* vers *b*. Les parties métalliques sont portées et déposées, par un courant d'eau, sur la table; les parties terreuses sont entraînées dans un bassin, à la suite.

2°. Lavage du schlamm enrichi.

Le produit recueilli dans la caisse, est divisé en deux parties, dont une est relavée une seconde fois, et une autre deux fois sur la jumelle.

En général, les différens schlichs obtenus dans les lavages précédens, contiennent une certaine proportion de substances métalliques, dont la pesanteur spécifique approche de celle de l'oxide d'étain, et qu'il est impossible de séparer par aucun mode de lavage; mais ces substances sont pour la plupart décomposables par la chaleur rouge, que l'oxide d'étain supporte sans s'altérer : c'est cette propriété qu'on a mise à profit pour achever la purification de l'oxide d'étain.

Grillage du minerai d'étain.

L'atelier dans lequel on fait cette espèce de grillage, s'appelle *burning-house* : il renferme un ou

plusieurs fourneaux à réverbère, suivant l'importance de l'établissement.

Les dimensions de ces fourneaux de grillage ne paraissent pas constantes; elles varient dans des limites assez étendues. Sur la mine de *Poldice*, ils ont 3 à 4 mètres de long, sur 2^{m},60 à 3 mètres de large. Leur sole (fig. 2 et 3, Pl. X) est horizontale; la voûte, élevée à peu près de 0^{m},65 près du foyer, s'abaisse légèrement vers la cheminée. Il n'existe qu'une seule ouverture, qui est placée sur le devant; elle se ferme par une porte en tôle qui roule sur des charnières : au-dessus de la porte il existe une cheminée, pour que les vapeurs sulfureuses et arsenicales qui s'échappent du fourneau n'incommodent pas les ouvriers. La cheminée communique à des tuyaux horizontaux, dans lesquels se condensent les vapeurs arsenicales.

Nous avons esquissé, à Poldice, un des fourneaux de grillage.

La grille avait 1 pied (0^{m},30) sur 4 (1^{m},32); elle était située au même niveau que la sole, et n'en était séparée que par une rangée de briques posées à plat, de la hauteur de 2 pouces (0^{m},05). Forme et dimensions des fourneaux.

La longueur de la sole était de 9 pieds 6 pouces (2^{m},74); la largeur, 8 pieds (2^{m},44); la distance à la voûte, 1 pied (0^{m},30). La voûte était à peu près horizontale.

Ce fourneau se faisait remarquer surtout par la bonne construction des canaux destinés à condenser les vapeurs arsenicales.

A l'extrémité antérieure de la voûte, près de la porte, s'élevait un canal, qui, d'abord vertical, devenait ensuite horizontal ou légèrement incliné, et aboutissait, après avoir parcouru près d'un quart de mille (environ 400 mètres), à une grande cheminée. Ses dimensions étaient 1 pied ($0^m,30$) sur 1 pied 8 pouces ($0^m,51$). Il n'était fermé au-dessus que par des dalles de pierre, qu'on pouvait enlever facilement pour le nettoyer; on en retirait de l'arsenic, qui se vendait 10 shillings (1) (12 fr. 60 c.) la tonne.

En dehors du fourneau, au-dessus de la porte de travail, était aussi un manteau de cheminée surmonté d'un canal d'une quinzaine de pieds ($4^m,06$).

De semblables dispositions, favorables à la santé des ouvriers et à la végétation, ont été adoptées dans toutes les usines d'Angleterre. Il est fâcheux qu'elles n'aient pas encore été imitées dans les nombreux établissemens d'Allemagne.

On charge dans ce fourneau 6 quintaux ($3^{qm},05$) à la fois.

La consommation de combustible est, en moyenne, 1 $\frac{1}{2}$ boisseau ($57^l,19$) (2) de charbon par grillage; elle varie cependant beaucoup, ainsi que la durée de l'opération, suivant la nature des minerais.

---

(1) Le shilling = 12 pence = 1 fr. 26 c.

(2) Le boisseau (*winchester bushel*) contient 84 livres ($37^k,80$) de houille.

On charge 6 quintaux de minerai; cette calcination dure de douze à dix-huit heures, suivant la quantité de pyrites contenues dans le minerai. Au commencement de l'opération on donne une chaleur modérée, puis on la pousse jusqu'au rouge sombre, et on l'y maintient pendant plusieurs heures. La porte est fermée; on remue de temps en temps avec un râble en fer, pour l'empêcher de s'agglutiner, ce que les ouvriers appellent *to kern*, et exposer de nouvelles surfaces à l'action de la chaleur. On doit retourner le minerai d'autant plus souvent, qu'il est plus mélangé de pyrites.

Dans cette opération, il se volatilise une quantité considérable de soufre et d'arsenic (1). Le premier paraît se consumer en grande partie, et le dernier est condensé dans de longs tuyaux horizontaux. Quand le minerai contient du fer oxidulé, il passe à l'état de fer oxidé au maximum, et est enlevé facilement par un lavage postérieur.

Lorsque le minerai est suffisamment calciné, ce qu'on reconnaît lorsqu'il ne s'en dégage plus de vapeur, on le retire et on l'expose pendant plusieurs jours à l'action de l'air, qui décompose les sulfures et les fait passer à l'état de sulfates. On porte alors ce minerai dans une cuve remplie d'eau, on le remue avec un râble en bois, puis on le

---

(1) Ces cadmies arsenifères sont vendues à des établissemens où l'on en retire l'oxide d'arsenic.

laisse se déposer; le sulfate de cuivre qui s'est formé se dissout dans l'eau. Au bout de quelque temps, on retire cette eau chargée de sulfate de cuivre, et on la fait passer dans une autre cuve où l'on a mis de la vieille ferraille, laquelle décompose le sulfate de cuivre.

Quand l'eau a perdu tout le cuivre qu'elle contenait, ce que l'on juge en y plongeant un morceau de fer poli, on la remplace par de nouvelle eau provenant du lessivage dont on vient de parler; on obtient par ce moyen du cuivre de cémentation. Lorsque l'opération a été bien conduite, presque tout le cuivre que contenait le minerai d'étain doit être obtenu à cet état.

Criblage et lavage du minerai d'étain calciné.

Le minerai d'étain est ensuite passé dans un crible, pour en séparer les parties qui se sont agglutinées dans la calcination, soit par la fusion du soufre et de l'arsenic, soit par le mélange des résidus de la houille.

La partie qui reste sur le crible est bocardée, puis traitée comme du minerai d'étain riche.

Celle qui a passé à travers le crible est devenue facile à laver par l'altération produite dans la pesanteur spécifique des substances métalliques qui accompagnent l'étain. Ce lavage s'exécute sur des tables allemandes, sur des caisses à débourber ou sur des tables dormantes, suivant le degré de finesse du schlich. On obtient de ce lavage les produits suivans :

1°. Du schlich d'étain prêt à vendre, contenant

de 50 à 75 pour 100 d'étain. Il est appelé *black-tin* (étain noir), par opposition à *white-tin* (étain blanc), nom de l'étain métallique.

2°. Une partie, qui s'accumule au milieu de la table, est très mélangée de wolfram; elle donne, par un lavage postérieur, un schlich contenant du wolfram. Il est appelé *mock lead* (*faux plomb*).

3°. Des déchets.

4°. Des schlamms ou boues que l'on recueille dans des labyrinthes, et qu'on débourbe dans les caisses à débourber; après quoi on les lave dans des caisses allemandes.

Les déchets qui contiennent du fer, du wolfram, etc., sont encore riches en étain, et comme il n'est plus possible de les laver sous cet état, on les bocarde pour les réduire en poussière très fine : on leur ajoute pour ce bocardage des fragmens de quartz, afin de donner prise aux pilons du bocard sur les petits grains. Le sable qui provient de ce bocardage est lavé, et donne du *black-tin*. Bocardage des déchets.

Un procédé de lavage suivi à Polgooth, près de Saint-Austle, diffère du précédent par l'emploi de cuves (*tossing tubs*) et des jumelles (*racks*). Lavage à Polgooth.

Le lavage à la cuve sert à séparer le schlich pur dans les sables riches, des parties ténues. Il consiste à jeter le minerai dans de grandes cuves cylindriques ou légèrement coniques, avec une certaine quantité d'eau; un ouvrier agite et mêle le tout ensemble avec une pelle en fer, pendant trois Lavage à la cuve (*tossing*).

ou quatre minutes. Il enlève ensuite une petite partie avec un seau à manche; puis un aide frappe pendant huit à dix minutes sur les parois de la cuve, ce qui fait déposer les parties les plus lourdes; après quoi, on renverse celle-ci pour la vider entièrement de liquide; et l'on divise le minerai resté au fond en trois tranches.

Les deux tranches supérieures, de moindre richesse, sont lavées séparément sur les tables semblables aux jumelles (*racks*); la tranche inférieure, très épaisse, est envoyée à des fourneaux de calcination. Ce lavage à la cuve s'exécute, sur les produits riches du lavage, dans les caisses à tombeau.

Lavage sur les jumelles (*racks*).

Les *racks* se composent d'un cadre C (fig. 7 et 8, Pl. X), portant un plancher *abcd* incliné à l'horizon, et susceptible de tourner sur deux tourillons KK'. Un plan incliné T sert de tête à la table; une planchette P, qui s'y attache par une bande de cuir L, établit la communication avec la partie C.

L'inclinaison de ces tables est ordinairement de 5 pouces sur 9 pieds. On la fait un peu varier suivant la nature des minerais. Si le produit est en poudre ténue, on donne moins d'inclinaison et moins d'eau, *et vice versâ*.

Le minerai est jeté en T par petites portions de 20 à 25 livres ($9^k,06$ à $11^k,33$). Une femme l'étend avec un râble tandis qu'un courant d'eau en entraîne une partie sur la table, où ensuite elle le

lave. Les bourbes fines tombent par une fente F dans un bassin B.

Lorsque après quelques minutes de travail le schlich paraît assez riche, l'ouvrière fait tourner la table autour de l'axe KK', en sorte qu'il tombe dans les cases placées au-dessous.

En B sont les bourbes; en B' est un schlich impur que l'on relave sur la jumelle; en B'' un schlich bon à griller.

Préparation mécanique de l'étain d'alluvion.

L'étain d'alluvion occupe le fond de certaines vallées, ou se trouve dispersé sur la surface de collines peu inclinées. Les galets d'étain qui le constituent sont disséminés dans du sable contenant des fragmens roulés de roches anciennes, telle que granite, etc. On soumet le sable à un lavage, qui s'exécute dans une caisse allemande de grande dimension. On place deux ou trois pelletées de sable au haut de la table; et un ouvrier remue continuellement ce sable, et en expose toutes les parties à un courant d'eau assez fort, qui enlève les parties les plus légères. Il remonte avec son râble les parties qui sont entraînées au bas de la table, afin qu'il n'y ait pas de perte de galets d'étain. Pour exécuter plus facilement ce travail pénible, l'ouvrier se place dans la table; il est muni de bottes très épaisses, qui empêchent l'eau de l'incommoder.

Lavage du sable stannifère dans une caisse allemande.

Le sable obtenu dans cette première opération est un mélange de galets de toutes dimensions, les uns très petits, les autres de la grosseur du poing. Ces derniers ne sont pas composés d'oxide d'étain pur; ce minerai y est associé avec du quartz et d'autres substances pierreuses, qui prouvent d'une manière certaine que ces galets doivent leur origine à la destruction des filons stannifères; mais une circonstance très remarquable, et que nous avons déjà indiquée précédemment, c'est qu'ils ne contiennent pas de substances sulfureuses ou arsenicales.

Criblage des galets d'étain.

Ces galets sont séparés en deux lots, suivant leur grosseur, au moyen d'un crible. Les plus petits passent à travers le crible, les plus gros restent sur le crible : ceux-ci sont soumis à un triage en raison de leur richesse; ceux qui sont composés d'oxide d'étain pur sont mis à part pour être fondus, les autres sont bocardés.

Lavage du sable du bocard.

Le sable qui provient de ce bocardage est très riche et facile à laver, parce qu'il ne contient que des substances légères comparativement à l'oxide d'étain. On le lave sur une aire plane analogue aux tables dormantes, mais dont la largeur est plus grande. L'ouvrier ne se sert que du râble pour effectuer cette opération.

Le sable qui a passé à travers le crible est encore mélangé de parties étrangères; on l'amène à l'état de pureté en le lavant de la même manière

que le sable donné par le bocardage des galets mélangés de matières de filons.

II. *Fonte du minerai d'étain.*

Les minerais d'étain du Cornouailles et du Devonshire sont tous traités dans le pays même, les lois défendant d'exporter de ces deux provinces aucun minerai d'étain; les intérêts particuliers ne paraissent nullement lésés par cette prohibition, attendu que le combustible employé pour la fonte de ces minerais est tiré du pays de Galles, et que les vaisseaux qui l'ont apporté retournent à Swansea et à Neath chargés de minerai de cuivre.

Les fonderies appartiennent en général à des particuliers qui ne possèdent pas de mines d'étain, mais qui achètent de gré à gré les minerais aux exploitans.

Les minerais d'étain se paient à raison de leur teneur et de la pureté du métal qu'ils donnent, élémens qu'on détermine par un essai qui se fait de la manière suivante. Essai des minerais.

Lorsqu'on reçoit à une fonderie un certain nombre de sacs de minerai d'étain d'une même qualité, on en prend une petite portion dans chaque sac, et l'on mélange le tout de manière à obtenir un échantillon qui représente aussi exactement que possible la composition moyenne de la masse. On prend ensuite un poids déter-

miné de ce minerai, ordinairement 2 onces, auquel on ajoute une petite fraction de son poids de houille pilée (environ 4 p. 100); on met ce mélange dans un creuset de terre ouvert, et on le chauffe dans un fourneau à vent alimenté par du coke. Ce fourneau a environ 0m,24 de côté. On fait ordinairement tous les essais le même jour, de façon que le fourneau est très chaud lorsqu'on met le creuset. L'essai dure à peu près un quart d'heure; au bout de ce temps, la réduction est opérée; on coule l'étain en lingots, et l'on verse le reste de la masse fondue dans un mortier de fonte, où on le pile pour en séparer par lavage les grenailles d'étain, qu'on pèse avec le lingot (1).

Deux méthodes pour opérer la fusion de l'oxide d'étain.

Le traitement des minerais d'étain s'opère par deux méthodes différentes.

Dans la première, on expose un mélange de minerai d'étain et de charbon sur la sole d'un

(1) Cette méthode de faire les essais est fort imparfaite; elle donne presque le même résultat que la fonte en grand. Les mêmes minerais que nous avons essayés au laboratoire de l'École des Mines, nous ont donné 4 et 5 p. 100 de plus. La méthode que nous avons employée consiste à les fondre dans un creuset brasqué, avec une addition de 5 p. 100 de borax vitreux. On commence par chauffer doucement pendant une heure environ; puis on augmente le feu pendant une heure, et l'on donne un coup de feu d'un quart d'heure. Cette méthode, qui est la meilleure pour faire les essais d'étain, a l'inconvénient de réduire le fer.

fourneau à réverbère chauffé avec de la houille.

Dans la seconde, on fond le minerai d'étain dans des fourneaux à manche, alimentés par du charbon de bois. Cette dernière méthode n'est en usage que dans un petit nombre d'usines, pour obtenir une variété d'étain métallique très pur, nommée en anglais *grain-tin* et en français *étain en larmes*, qui est réclamée pour les besoins de quelques arts, tels que la teinture, etc. On n'applique cette méthode qu'à du minerai d'alluvion (*stream-tin*).

Nous allons décrire successivement ces deux méthodes, après avoir fait précéder cette description de celle des fourneaux dont on fait usage dans l'une et dans l'autre.

Description des fourneaux.

Les usines dans lesquelles on réduit et on affine l'étain au moyen de fourneaux à réverbère portent le nom de *smelting-houses* (ateliers de fonte) : on y voit deux espèces de fourneaux, ceux de fonte et ceux d'affinage.

Les fourneaux à réverbère employés pour la réduction et la *fonte* des minerais d'étain (Pl. X, fig. 10 et 11), sont à une seule chauffe. La sole a environ $3^m,5$ de long, sur $1^m,7$ à $2^m,2$ de large; la voûte est très surbaissée; dans son point le plus haut, qui est près de la chauffe, elle ne s'élève qu'à $0^m,50$ au-dessus de la sole. La grille, *(Fourneaux à réverbère pour la fonte.)*

sur laquelle on ne brûle jamais que de la houille, a environ $0^{m},7$ de large, sur une longueur un peu moindre. La hauteur de la cheminée ne surpasse pas 8 à 10 mètres. Le fourneau présente trois portes, savoir : une pour la chauffe, une pour la charge, placée sur le côté de la sole, et une troisième pour brasser la masse fondue et faire sortir les scories, placée à l'extrémité de la sole opposée à la chauffe, au-dessous de la cheminée. La sole est légèrement concave, et de son point le plus bas *a* (fig. 11) part un conduit, qui, passant sous la porte latérale de la chauffe, conduit à un bassin de réception en briques *b*, qui se trouve en avant de cette porte ou à une chaudière en fonte, qui en tient la place. Ce conduit est bouché, pendant la fonte, avec un tampon d'argile ou de mortier; on ne l'ouvre qu'à la fin de l'opération, pour laisser couler l'étain.

Fourneau de raffinage. Les fourneaux qui servent au raffinage de l'étain (Pl. X, fig. 9 et 10) (1), sont pareils à ceux qui servent à la fonte du minerai; seulement ils présentent, à la place du bassin de réception dont nous venons de parler, un bassin d'affinage *c* placé à

(1) Les fourneaux à réverbère servant à la fonte et ceux employés pour le raffinage étant entièrement semblables, quant au massif principal, on a réuni sur les mêmes figures 9 et 11, le bassin de réception *b* et le bassin de raffinage *c*, afin de n'être pas obligé de donner séparément le dessin de ces deux fourneaux.

côté, et dans lequel l'étain se rend par le canal *d*. Ce bassin a environ $1^m,3$ de diamètre et $0^m,80$ de profondeur; il est construit en briques ou remplacé par une chaudière de fonte (*kettle*), sous laquelle se trouve une grille destinée à recevoir du feu : cette dernière disposition paraît préférable. Au-dessus du bassin d'affinage, se trouve une potence tournante, dans laquelle passe une tige de fer verticale, susceptible de monter et de descendre; cette tige porte, à son extrémité inférieure, un châssis également en fer, dans lequel on peut enchâsser des bûches de bois, qu'on fait entrer dans le bain de métal, et qu'on y maintient en amenant la potence au-dessus, faisant descendre la tige et la fixant dans cette position.

Les usines dans lesquelles on emploie les fourneaux à manche, portent le nom de *blowing-houses*, qu'on peut traduire par celui d'*usines à vent* ou *à soufflets*.

Fourneau à manche pour le traitement de l'étain de lavage.

Les fourneaux à manche, dans lesquels la fonte s'exécute, ont $4^m,92$ de hauteur, depuis le fond du creuset jusqu'au gueulard, qui est placé à la naissance d'une cheminée longue et étroite, interrompue par une chambre où se déposent les poussières métalliques interrompues par le courant d'air. Cette chambre n'est pas placée verticalement au-dessus du fourneau, ce qui oblige à donner une direction oblique à la partie inférieure de la cheminée. Le massif du fourneau est

bâti en briques; il forme un prisme à base carrée, un peu moins large que haut. Le gueulard, sensiblement rond, a $0^m,40$ de diamètre. Nous n'avons pu obtenir de renseignemens bien positifs sur la forme intérieure du fourneau. Il paraît que la chemise est formée d'un cylindre en fonte vertical, revêtu d'argile, et présentant une ouverture pour le passage du vent : cette ouverture, qui correspond à la face latérale opposée à celle au-dessus de laquelle on charge, reçoit une tuyère dans laquelle se rendent les buses de deux soufflets à piston en fonte, à simple effet, mus par une roue hydraulique; elle se trouve à une petite hauteur au-dessus de la sole du fourneau. Au niveau de cette sole, le cylindre présente une échancrure au-dessous de laquelle se trouve le bassin de réception, qui est hémisphérique, et placé en partie au-dessous du vide intérieur du fourneau, et en partie extérieurement; la paroi antérieure du fourneau présente une rentrée qui paraît avoir pour objet de le découvrir le plus possible, et de faire qu'on ait moins à démolir lorsqu'on a une réparation à faire dans l'intérieur. Près de l'angle du massif, se trouve un second bassin de réception plus grand que le premier, qui peut se décharger dedans par une rigole légèrement inclinée; le dernier a près de 1 mètre de largeur, sur $0^m,60$ de profondeur; enfin, non loin de ce dernier bassin, on en voit un troisième, d'environ $1^m,30$ de diamètre, sur $0^m,80$ de profondeur, qui sert au raffi-

nage. Tous ces bassins sont en briques ou en fonte de fer.

Fonte d'étain au fourneau à réverbère.

On traite à la houille, dans des fourneaux à réverbère, tous les minerais d'étain extraits des mines (*mine-tin*), et même une partie de ceux qu'on retire par le lavage des sables d'alluvion (*stream-tin*). On mélange soigneusement, en les stratifiant par lits minces, dans une caisse en bois, les divers minerais (1) qu'on doit fondre, et l'on a soin d'acheter ces divers minerais dans une proportion propre à donner un mélange d'une richesse constante et d'une pureté déterminée. La richesse est ordinairement telle, qu'on obtient 12 parties ½ à 13 d'étain, de 20 parties de minerai (62 ½ à 65 p. 100). Quant à la pureté, elle dépend de la quantité de matières ferrugineuses, cuivreuses et arsenicales qui restent mélangées aux minerais. On forme deux qualités de mélange, dont chacune a un degré de pureté constant : nous ne connaissons pas exactement la différence des mélanges, ni celle de l'étain qu'ils donnent; mais nous savons qu'ils correspondent aux deux variétés d'étain commun, appelées *block-tin* et *refined-tin*, qu'on obtient dans les fourneaux à réverbère.

Richesse moyenne du minerai d'étain.

(1) Ces minerais contiennent de 50 à 75 p. 100 d'étain suivant l'opération d'où ils proviennent.

Le traitement du minerai d'étain dans ces fourneaux, se compose de deux opérations, le *fondage* et le *raffinage*.

PREMIÈRE OPÉRATION. — *Désoxidation du minerai d'étain et fonte de l'étain.*

Avant d'introduire le minerai dans le fourneau de fusion, on le mélange avec de la houille sèche (*stone coal*) (1) en poudre, qu'on nomme *culm*. On se sert de charbon le moins bitumineux possible, parce qu'il ne s'agglutine pas; la quantité de *culm* qu'on ajoute, dépend de la qualité du minerai qu'on fond, et varie d'un quinzième à un dixième, ou même à un huitième du poids du minerai. On y ajoute quelquefois un peu de chaux éteinte (*slacked lime*); cette addition a pour but de rendre le minerai plus fusible : on mélange avec soin ces matières ensemble, et on les humecte pour rendre leur charge plus facile, et empêcher que le courant d'air en entraîne pendant les premiers momens.

Poids de la charge.

On charge 12 et quelquefois 16 quintaux de minerai à la fois. Lorsque la charge est faite, on ferme exactement toutes les portes, on les lute

(1) Cette variété de houille fait partie du bassin houiller du Glamorgan; elle est la base d'une exploitation considérable aux environs de Neath. Elle est très peu bitumineuse, et a tous les caractères extérieurs de l'anthracite.

et l'on chauffe graduellement. Si la température était trop forte dans le commencement, l'oxide d'étain se combinerait avec le quartz de la gangue et formerait un émail. On continue à chauffer durant 6 à 8 heures, pendant lesquelles on n'ouvre pas les portes, et par conséquent on ne remue pas le minerai. Au bout de ce temps, la fonte est en général terminée; on enlève alors la porte du fourneau, et l'on brasse la masse fondue pour achever de séparer l'étain des scories et reconnaître si l'opération est suffisamment avancée. Lorsqu'on s'est assuré que la fonte est terminée, on fait sortir les scories par cette même porte, au moyen d'un râble de fer, et on les partage en trois classes : celles de la première classe A, qui forment au moins les trois quarts de la totalité, sont aussi pauvres qu'on puisse les rendre, et sont rejetées; les scories de la deuxième classe B, qui contiennent quelques petites grenailles d'étain, sont envoyées au bocard; celles de la troisième classe C, qu'on arrache les dernières de dessus la surface d'un bain d'étain, et qui contiennent une quantité considérable de ce métal en grenailles et en larmes, sont mises à part pour être refondues; ces dernières sont très peu abondantes (1).

Scories.

(1) Les scories qui sont bocardées contiennent plus de 5 p. 100 d'étain métallique.

L'essai de ces différentes scories nous a indiqué qu'elles contenaient au moins 10 p. 100 d'étain en combinaison, et

Après avoir enlevé les scories, on débouche le conduit qui mène au bassin de réception, dans lequel l'étain coule et se rassemble : on l'y laisse reposer pendant quelque temps, afin que les scories qui peuvent se trouver encore mêlées au métal, s'en séparent par l'effet de la différence de pesanteur spécifique. Lorsque l'étain est suffisamment reposé, on le prend avec des poches pour le verser dans des moules de fonte, dans chacun desquels on a fixé un morceau de bois destiné à ménager dans le lingot un trou qui sert à le retirer lorsqu'il est refroidi.

Raffinage de l'étain.

Raffinage de l'étain.

Cette opération a pour objet de séparer de l'étain, aussi complétement que possible, les métaux qui se réduisent et s'allient avec lui. Ces métaux sont principalement le fer, le cuivre, l'arsenic et le tungstène, auxquels se joignent, en petite proportion, des sulfures et des arséniures qui ont échappé à la décomposition, un peu d'oxide d'é-

qu'elles pourraient encore être retraitées avec avantage dans un fourneau à manche, ainsi qu'on le fait en Saxe. Il est vrai que la quantité de scories qu'on obtient en Angleterre est très petite, au plus 12 p. 100 (70 d'étain correspondent à peu près à 88 p. 100 d'oxide pur) ; tandis qu'en Saxe, on obtient une quantité de verres terreux au moins égale à la masse de minerai fondu.

tain non réduit, et même quelques matières terreuses qui n'ont pu rejoindre la masse des scories.

Le raffinage de l'étain se compose de deux opérations. La première est une liquation qui, à l'intérieur, s'opère dans un fourneau à réverbère pareil à ceux qui sont employés pour la fusion du minerai (Pl. X, fig. 9 et 10). On range les saumons d'étain sur la sole du fourneau, près de l'autel, et on les chauffe modérément. L'étain fond, et coule dans le bassin de raffinage : au bout de quelques temps, les saumons cessent de donner de l'étain, et laissent sur la sole un résidu formé d'un alliage très ferreux. Liquation.

On range alors de nouveaux saumons sur les restes des premiers, et l'on continue ainsi jusqu'à ce que le bassin de raffinage soit suffisamment rempli ; sa grandeur est telle, qu'il contient 5000 kilogrammes d'étain, correspondant à environ 5 tonnes anglaises. Les résidus sont mis à part pour être traités ainsi que nous l'indiquerons page 366.

Alors commence la seconde partie du raffinage. On enfonce dans le bain d'étain des bûches de bois vert, au moyen de l'appareil décrit plus haut, page 357, et représenté dans la fig. 9, Pl. X. Le dégagement de gaz auquel ce bois donne lieu, produit un bouillonnement constant dans l'étain, et amène à sa surface une espèce d'écume, qui permet aux parties les plus impures et les plus lourdes, de se précipiter au fond. L'écume, composée presque entièrement d'oxide d'étain et de Raffinage proprement dit.

métaux étrangers, principalement de fer, est enlevée et rejetée à mesure dans le fourneau. Lorsqu'on juge que l'étain a suffisamment bouilli, on retire le bois vert et on laisse reposer le bain. Il se sépare en différentes zones : les supérieures sont les plus pures; celles du milieu sont chargées d'un peu de métaux étrangers, et les inférieures en sont très mélangées. Lorsque l'étain commence à se refroidir, et qu'on ne peut plus espérer que la séparation des diverses qualités devienne plus parfaite, on le prend avec des poches et on le coule dans des moules de fonte. On conçoit que l'ordre dans lequel les différens saumons ont été obtenus, est celui de leur pureté; ceux qui proviennent du fond du bassin, sont même ordinairement tellement impurs, qu'ils doivent être soumis de nouveau au raffinage, comme s'ils provenaient directement du minerai.

Durée du raffinage.

L'opération du raffinage dure 5 à 6 heures, savoir : 1 heure pour remplir le bassin, 3 heures pour faire bouillir l'étain avec du bois vert, et 1 ou 2 heures pour le laisser reposer.

Autre méthode de raffinage appelée *tossing*.

Souvent à l'ébullition artificielle dont nous venons de parler, on substitue une opération plus simple, appelée *tossing*. Pour l'effectuer, un ouvrier prend de l'étain dans une poche et le laisse retomber dans la chaudière, d'une certaine hauteur, de manière à agiter toute la masse. Il renouvelle cette opération continuellement pendant un certain temps; après quoi, il écume avec soin la

surface du bain. On verse ensuite l'étain dans des moules, à moins qu'il ne soit trop impur. Dans ce cas, pour compléter la séparation des métaux, on entretient l'étain à l'état de fusion dans la chaudière, pendant un certain temps, sans l'agiter : par ce moyen, la partie supérieure du bain (au moins la moitié) est assez pure pour être livrée au commerce.

Les moules dans lesquels on coule l'étain sont ordinairement en granite. Leur capacité est calculée de manière que chaque saumon pèse un peu plus de 3 quintaux. Ces saumons portent le nom de *blocks* : de là vient que l'étain commun est désigné, dans le commerce, sous le nom de *block-tin*. La loi exige qu'ils soient marqués (*coined*) (1) par les officiers publics avant d'être mis en vente; le *block-tin* le plus pur, soit qu'il

---

(1) Avant d'apposer cette marque, qui indique la qualité de l'étain, et donne ainsi une garantie au commerce, l'officier public essaie sa qualité; cet essai consiste simplement à examiner le grain du métal quand on le coupe ou qu'on le casse, et la manière dont il s'étend sous le marteau. C'est à la suite de cet essai qu'est fixée la quantité d'étain fabriquée, et par conséquent le droit que le gouvernement prélève. Ce droit, qui n'est que de quelques shillings par quintal, n'est pas très onéreux par lui-même ; mais il le devient souvent par la manière dont il est perçu, attendu que la marque ne s'appose pas dans les usines, mais seulement à Truro, et que les frais de transport sont considérables dans ce pays montagneux.

doive sa pureté à celle des minerais dont il a été extrait, soit que cette pureté dépende du soin qu'on a mis dans le raffinage, ou de l'époque à laquelle il a été extrait du bassin, porte le nom de *refined-tin*.

Le traitement que nous venons de décrire donne lieu à deux résidus stannifères, qui doivent être retraités; ce sont :

1°. Les scories B et C, qui, ainsi que nous l'avons indiqué page 561, contiennent des grenailles d'étain.

2°. Les crasses que l'on obtient sur la sole du fourneau à réverbère, en refondant l'étain pour le raffiner.

Nous allons indiquer successivement le procédé que l'on emploie pour retirer l'étain de ces résidus.

Traitement des scories.

Les scories C qu'on arrache de dessus le bain d'étain avant de le faire couler, et qui contiennent beaucoup de grenailles et de larmes d'étain, sont mises à part pour être fondues sans autre préparation. Les scories B, retirées avant les précédentes, contiennent aussi des grenailles d'étain, mais en moins grande proportion; elles sont envoyées au bocard, pour y être soumises à une suite de bocardages et de lavages dont le but est de concentrer les grenailles dans une petite quantité de scories. Ce mélange riche, qu'on fond isolément pour obtenir l'étain qu'il contient, porte le nom de *prillion*. L'étain qu'il produit est de

qualité très inférieure; ce qui se conçoit très facilement, attendu que le métal qui forme ces grenailles, est celui qui, étant moins fusible que l'étain pur, se solidifie promptement et ne peut pas se réunir au bain métallique.

Fonte des scories riches et des grenailles d'étain.

Chaque fonderie fait, tous les trois mois, une campagne de quelques semaines. En la commençant, et lorsque les fourneaux ne sont pas encore échauffés, on fond les scories C et les grenailles (*prillion*) mentionnées ci-dessus, qui ont été obtenues pendant la campagne précédente : on commence par les scories riches C. Pendant ces opérations, lès fourneaux parviennent à peu près à la température permanente qu'ils doivent conserver pendant toute la durée de la campagne, et l'on peut commencer immédiatement après à fondre du minerai. On continue ensuite la série des fondages, jusqu'à ce qu'on ait épuisé l'approvisionnement de minerai, sans arrêter les fourneaux, même le dimanche.

Repassage des crasses de liquation.

Chaque saumon d'étain qu'on soumet à la liquation, laisse sur la sole du fourneau à réverbère un résidu formé d'un alliage d'étain, de fer, et de quelques autres métaux qui sont moins fusibles que l'étain sensiblement pur. Lorsque tous les saumons qu'on voulait liquater ont subi cette opération, on augmente le feu pour fondre les résidus qu'ils ont laissés, et l'on fait couler l'alliage qui en provient dans un petit bassin totalement distinct du bassin de raffinage. Cet alliage ayant re-

posé pendant quelque temps, la partie supérieure est coulée en saumons, comme étain impur, qui a besoin d'un nouveau raffinage. Il se dépose au fond du bassin et sur ses parois, un alliage blanc, aigre, à cassure cristalline, qui contient une si grande proportion de métaux étrangers, qu'on n'en peut tirer aucun parti. Il en est de même d'un nouveau résidu, infusible même à la température actuelle du fourneau, qui reste encore sur la sole.

Nous n'avons pu connaître la dépense en combustible pour chaque opération; mais nous savons que l'on consomme environ 3,500 kilogrammes de houille pour obtenir 2,030 kilogrammes (2 tonnes) d'étain.

Fonte de l'étain au fourneau à manche.

Ce mode de fusion, dans lequel on n'emploie que du charbon de bois, a pour objet d'obtenir de l'étain au maximum de pureté auquel on puisse parvenir en grand. On ne soumet à ce traitement que les meilleurs minerais provenant des *stream-works*, ou lavages de sables d'alluvion.

Ces lavages sont généralement bien exécutés. L'oxide d'étain n'est mélangé que de quelques nodules de fer hématite, et il est surtout parfaitement exempt de toutes matières sulfureuses ou arsenicales. Il serait en conséquence inutile de le griller; aussi ne le fait-on jamais.

La fonte s'opère sans addition; seulement, dans quelques cas, on ajoute au minerai des résidus des opérations précédentes.

Nous n'avons pu obtenir de renseignemens précis sur la quantité de charbon de bois brûlée pendant cette opération; mais nous savons qu'on évalue approximativement la dépense totale à 1600 kilogrammes, pour une production de 1000 kilogrammes d'étain fin.

Le temps des charges n'a rien de bien fixe; on n'a d'autre règle que d'entretenir le fourneau plein. On ne jette pas d'eau sur le gueulard, comme cela se pratique en Saxe; mais on supplée à cette précaution, en recevant dans une chambre décrite ci-dessus, page 357, les poussières entraînées par le courant d'air.

L'étain réduit est d'abord reçu dans le premier bassin, puis coulé dans le second, où on le laisse reposer quelque temps. Les scories qui coulent dans le premier bassin sont enlevées à mesure qu'elles se figent. Ces scories sont divisées en deux classes, savoir : celles qui retiennent encore de l'oxide d'étain, et celles qui ne contiennent plus ce métal sous cet état, mais seulement quelquefois en grenailles. Le bain métallique se divise, par le repos de masses, en zones horizontales de divers degrés de pureté; les parties les plus mélangées et les plus lourdes, tombent naturellement au fond du bassin. L'étain qui forme les zones supérieures, jugé suffisamment pur, est

transvasé, au moyen de poches, dans le bassin d'affinage, qui a été préalablement chauffé, et sous lequel, s'il est en fonte, on entretient un feu modéré. L'étain qui occupe le fond du bain est toujours coulé à part, pour être ensuite refondu; quelquefois même, quand le fourneau donne de l'étain très impur, on n'en transvase aucune portion dans le second bassin; mais tout ce qui arrive dans le premier bassin est coulé en saumons, destinés à être rejetés dans le fourneau à manche.

Affinage de l'étain.

Lorsque le bassin d'affinage est suffisamment rempli, on y produit une ébullition artificielle en y plongeant du bois vert ou du charbon imbibé d'eau; ce qui fait venir à la surface, sous la forme d'une espèce d'écume, le minerai non réduit et les substances pierreuses, tandis que les parties les plus lourdes se séparent du reste et se réunissent au fond. Lorsque l'ébullition a duré un temps convenable (une heure à une heure et demie), on retire le bois vert et l'on écume la surface du bain d'étain, qui doit présenter un éclat particulier et très vif. On laisse la masse reposer pendant quelque temps, ce qui permet aux parties inégalement pures de se séparer encore plus complétement, et quand elle est refroidie jusqu'à un certain point, on la coule en saumons, en puisant toujours l'étain à la surface du bain. De cette manière, presque tont ce qu'il y a d'impuretés dans le bain se trouve dans les derniers saumons, qui doivent

être refondus; les autres, destinés à être livrés au commerce, sont envoyés à un bureau, où, après avoir constaté leur degré de pureté et perçu le droit de la couronne, on les frappe d'une marque.

Grain-tin, étain en larmes.

Ils ne reçoivent le plus souvent aucune autre préparation avant d'être livrés au commerce. Quelquefois cependant on chauffe le métal au point seulement de le rendre fragile : alors on l'élève à une assez grande hauteur; après quoi, en le laissant tomber, la masse se réduit en fragmens, qui présentent une agglomération de grains allongés ou de *larmes;* ce qui a fait donner à cette espèce d'étain le nom de *grain-tin* en anglais, et d'*étain en larmes* en français.

Refonte des scories.

Les scories qui sont encore riches en oxide d'étain sont refondues; quant à celles qui renferment des grenailles métalliques, elles sont bocardées et lavées; le résultat du lavage est aussi fondu. La fonte de ces résidus, ainsi que celle de l'étain impur, s'opère dans le même fourneau à manche que celle du minerai. On charge concurremment des proportions convenables de ces substances, auxquelles on joint, suivant les circonstances, une proportion plus ou moins grande de minerai.

Deux d'entre nous, MM. Coste et Perdonnet, ont visité plus récemment les usines d'étain de Saint-Austle, Carvedras, près de Truro et de Penzance, et en ont rapporté les détails suivans :

USINE DE SAINT-AUSTLE.

A Saint-Austle, on réduit le minerai d'étain, soit dans le demi-haut-fourneau chauffé au charbon de bois, soit dans le fourneau à réverbère alimenté par la houille.

Traitement au charbon de bois.

Le traitement au charbon de bois n'a lieu que pendant certains mois de l'année, et pour le minerai d'alluvion (*stream-tin*). Ne l'ayant pas suivi, nous nous bornerons à donner une idée de la forme du fourneau, et quelques-unes de ses dimensions, que nous avons prises nous-mêmes.

La forme du vide intérieur est celle que présentent deux troncs de cône, ayant la grande base commune; la hauteur est 15 pieds (4^m,56), et le diamètre au gueulard, 1 pied 3 pouces (0^m,38).

L'avant-creuset a 1 pied (0^m,30) de largeur, à partir de la tympe.

Un canal percé au-dessus dans la maçonnerie, sert à emmener les vapeurs dans des chambres de condensation.

Deux tuyères donnent le vent, et sont placées sur une des parois latérales, l'une à côté de l'autre; elles reçoivent chacune une buse de 1 pouce (0,03) de diamètre.

Traitement à la houille.

Dans le traitement à la houille, on distingue deux opérations, celle de la réduction du minerai et celle du raffinage de l'étain impur qui en provient. L'une et l'autre ont lieu, à Saint-Austle, dans le même fourneau.

La fig. 12, Pl. X, est une coupe; la fig. 13 un plan de l'appareil. Fourneau à réverbère servant à la réduction des minerais et au raffinage de l'étain impur.

A, est une porte pour le chargement du combustible.

B, porte pour le chargement du produit que l'on veut réduire.

C, porte pour le travail.

D, trou pour la coulée, fermé pendant l'opération avec un tampon d'argile.

E, trou que l'on ouvre seulement au moment où l'on charge le minerai d'étain sur la sole, afin d'empêcher le courant d'air d'emporter la poussière dans la cheminée.

e, petit canal qui donne passage à de l'air froid, qui rafraîchit le pont et la sole, et les empêche de se détruire aussi promptement.

T et T', bassins de réception.

Les dimensions du rampant sont 2 pieds ($0^m,61$) sur 15 pouces ($0^m,38$). La section de la cheminée a 20 pouces ($0^m,50$) de côté; la hauteur est, pour l'un des fourneaux de l'usine, 34 pieds ($10^m,37$),

pour un second 50 pieds (15m,25); ils vont tous les deux également bien.

Addition de houille sèche au minerai. On mélange toujours le minerai avec de la houille sèche (*stone-coal*) en poudre, que l'on nomme *culm*, et qui agit comme réductif. On y ajoute quelquefois de la chaux et du spath-fluor, qui servent de fondans.

Charge et richesse du mélange. La charge est ordinairement de 15 quintaux (761 kilogrammes); elle s'élève quelquefois à 20 et même à 24 quintaux (de 1015 kilogrammes à 1218 kilogrammes). Les renseignemens que nous avons recueillis sur sa richesse ne s'accordent pas. Un des directeurs la portait à 70 p. 100, un autre seulement à 65, ou même quelquefois à 60; il paraît du reste qu'elle n'est pas constante.

Quantité de culm ajoutée. La quantité de *culm* dépend de la nature des minerais; elle est ordinairement d'un cinquième du poids.

Conduite de l'opération. *On commence par donner un fort coup de feu;* au bout d'une heure, la matière est déjà en fusion. On retire par la porte C les scories qui surnagent, jusqu'à quatre fois pendant l'opération.

L'ouvrier passe aussi de temps en temps son râble, par cette ouverture, afin de remuer et mélanger les substances. Peu de minutes avant la fin du fondage, on jette quelques pelletées de *culm* sur le bain, afin de rendre les scories moins fluides.

Coulée de l'étain et variétés de scories que l'on obtient. On coule d'abord l'étain, et dès que l'on voit arriver des scories, on ferme le trou de coulée. On recueille cependant, à la surface du métal

contenu dans les bassins de réception, des scories vitreuses, noires et compactes, qui, retenant beaucoup d'étain en grenaille ou en larmes, sont refondues à part et sans addition. Elles sont en si petite quantité, qu'il faut environ soixante opérations pour en fournir de quoi charger le fourneau.

D'autres scories, d'apparence tufeuse, restées sur la sole, sont, ainsi que celles retirées pendant l'opération, triées et traitées de nouveau, comme on l'a expliqué précédemment.

Immédiatement après que l'étain a été coulé, on charge de nouveau du minerai. Le fourneau est alors rouge-blanc, et le charbon couvre la grille jusqu'à la partie supérieure du pont. On ferme et on lute les portes, puis on jette du combustible dans le foyer, autant qu'il en peut contenir.

La durée de l'opération est de six à sept heures. Durée de l'opération.

Nous n'avons aucune donnée qui nous paraisse exacte sur la perte en métal. Perte en métal.

L'opération du raffinage se subdivise en deux autres, la liquation et le raffinage proprement dit. Raffinage.

La liquation, qui a lieu sur la sole du fourneau à réverbère, s'opère sur 6 tonnes $\frac{1}{2}$ à la fois dans un espace de temps d'environ vingt minutes. Elle n'exige qu'une très légère consommation en combustible; car deux pelletées de houille suffisent si le fourneau était chaud auparavant. Liquation.

Raffinage proprement dit.

Le raffinage proprement dit se fait dans une chaudière, dure de cinq à six heures pour les 6 tonnes $\frac{1}{2}$, et brûle un demi-boisseau ou 42 livres (18^k,90) de charbon.

Consommation en combustible.

La consommation en combustible est, dans toutes les opérations réunies, de 7 *weys* de houille pour 100 blocks d'étain raffiné. Le *wey* est de 64 boisseaux, le boisseau de 84 livres, et le block d'étain pèse 3 quintaux. Cela fait donc 37 632 livres de charbon pour 33 600 livres d'étain, ou 2609 livres pour une tonne de 2240 livres, ou enfin environ 1120 kilogrammes par tonne de 1000 kilogrammes. La quantité de houille sèche ou *culm*, est de 302 kilogrammes. La quantité totale de houille consommée est donc en tout de 1120 kilogrammes + 302 kilogrammes = 1422 kilogrammes pour 1000 kilogrammes d'étain.

USINE DE CARVEDRAS.

Les fourneaux de Carvedras sont beaucoup plus grands que ceux de Saint-Austle, et paraissent consommer moins de combustible, tout en produisant davantage dans le même temps.

La fig. 14, Pl. X, en est une coupe, et la fig. 15 un plan.

Forme et dimensions des fourneaux.

On remarque en *a*, fig. 14, une petite cheminée latérale à la grille, et communiquant avec le foyer par un canal; elle n'a pas plus d'une vingtaine de pieds de haut, et sert au même usage

que le trou supérieur au foyer, dans les fours de Saint-Austle. On modère le tirage au moyen d'un registre *r*.

La section de la grande cheminée a, pour tous les fourneaux de l'usine, 20 pouces ($0^m,50$) de côté; la hauteur est de 52 pieds ($15^m,84$) pour deux d'entre eux, et de 45 ($13^m,71$) pour deux autres.

On charge 30 quintaux (1522 kilogrammes) à la fois; le fondage ne dure cependant que six heures, et les ouvriers prétendent que l'on ne brûle pas au-delà de 18 boisseaux (685 kilogrammes) de charbon par opération. Charge, durée de l'opération et consommation en combustible.

Le minerai est moins riche qu'à Saint-Austle; il ne rend ordinairement pas au-delà de 60 à 65 p. 100, quelquefois même seulement 50 p. 100. Richesse du minerai.

La quantité de culm ajoutée pour les 30 quintaux, n'est que de 3 à 3 quintaux $\frac{1}{2}$; ce qui ne fait qu'un dixième à un huitième de la charge. Quantité de culm ajoutée.

On donne, à Carvedras, un fort coup de feu au commencement de l'opération, comme à Saint-Austle, et l'on entretient une chaleur très vive pendant toute la durée du fondage. Conduite de l'opération.

Il existe une autre usine à étain près de Truro, dont l'entrée nous a été interdite. Un des propriétaires, que nous avons rencontré plus tard à Penzance, nous a dit qu'elle était semblable à celle de Carvedras. Autre usine à étain dans le voisinage de Truro.

USINES DES ENVIRONS DE PENZANCE.

Il existe aux environs de Penzance deux usines à étain : l'une à M. Bothilo, située à Chyandover, à $\frac{1}{4}$ de lieue de Penzance, l'autre à environ 2 lieues de cette ville.

Fourneaux de l'usine de Chyandover.

Les fourneaux de l'usine de Chyandover sont construits d'après l'ancienne méthode, et n'ont pas même de trou de tirage au-dessus de la grille. Leurs dimensions paraissent être les mêmes que celles des fourneaux de Saint-Austle.

Charge, richesse des minerais et quantité de culm ajoutée.

La charge est de 15 quintaux, la richesse des minerais de 62 à 65 pour 100 ; on y mélange un cinquième de culm.

Consommation en combustible.

La consommation en combustible est de 7 weys pour 100 blocks, ou 1120 kilogrammes pour une tonne de 1000 kilogrammes. Cette donnée concorde parfaitement avec celle qui nous a été communiquée à Saint-Austle.

Fourneau d'une autre usine à étain des environs de Penzance.

Dans l'autre usine, les fours sont construits comme à Carvedras. On y fond de 25 à 30 quintaux de schlich de même richesse qu'à Chyandover.

Économie de combustible produite par les fourneaux de construction nouvelle. Conduite de l'opération

On nous a assurés que les nouveaux fourneaux produisaient une économie de deux septièmes en combustible, en sorte que l'on ne brûlerait que 5 weys au lieu de 7 ; ce qui fait 800 kilogrammes pour une tonne de 1000 kilogrammes.

Nous n'avons pas suivi d'opération à Penzance ; mais on nous a dit que, comme à Saint-Austle et à

Truro; on donnait un fort coup de feu en commençant l'opération.

Conclusion.

On voit, d'après ce qui précède sur les diverses fonderies d'étain du Cornouailles :

1°. Que les fourneaux décrits en dernier lieu, diffèrent beaucoup de ceux donnés au commencement du traitement de l'étain; nous garantissons la parfaite exactitude de nos plans, que nous avons levés nous-mêmes.

2°. Que, contradictoirement à ce qui a été dit dans presque tous les ouvrages de chimie et de métallurgie, il n'est pas exact qu'au commencement de l'opération du fondage des minerais, on élève la chaleur graduellement; on donne au contraire un fort coup de feu. Nous avons vérifié ce fait en diverses occasions, et il nous a été confirmé par le témoignage d'un grand nombre d'ouvriers.

3°. Que la consommation en combustible est aujourd'hui moindre, même dans les fourneaux de Saint-Austle, que celle indiquée dans les premiers traitemens de l'étain; ce qui constaterait encore mieux la supériorité déjà établie du procédé anglais sur le procédé allemand. Les résultats, qui s'accordent assez bien pour les différentes usines, nous ont été confirmés par plusieurs personnes. Cependant, il est bon de remarquer que

la houille payant en Cornouailles un très fort droit, dont les usines d'étain ne sont pas exemptes, les chefs d'établissement ont peut-être quelque intérêt à tromper les observateurs.

Comparaison entre le travail au fourneau à réverbère et celui au fourneau à manche.

En récapitulant la dépense au fourneau à manche et au fourneau à réverbère, nous trouvons que le fourneau à manche donne environ 66 p. 100 d'étain en fondant du minerai d'alluvion, dont la richesse est de 75 à 78 p. 100 : donc

1000 kilogrammes d'étain dépensent 1600 kilogrammes (page 369) de charbon de bois, et donnent une perte de 15 p. 100, ou 150 kilogr.

Dans le travail au fourneau à réverbère, on estime que du minerai dont la teneur moyenne est de 70 p. 100, d'après un essai exact, donne 65 p. 100 à la fonte en grand.

Quant à la consommation en charbon, nous avons vu (page 368) que 2030 kilogrammes (2 tonnes) de minerai dépensent environ 3580 kilogrammes (3 tonnes ½) de houille, quantité qui correspond à une consommation de 170 à 180 kilogrammes de houille, pour une production de 100 kilogrammes d'étain. D'après ces données, on peut facilement calculer la dépense d'un fondage et le prix auquel l'étain revient au fondeur, en sachant toutefois que la valeur du minerai est, moyennement, de 1250 francs (50 liv. sterling) par 1015 kilogrammes (1 tonne) de minerai (1).

---

(1) Le prix du minerai d'étain varie avec le prix de

Donc 1000 kilogrammes d'étain obtenus au fourneau à réverbère, dépensent :

En nature.	En argent.
1556 kilogrammes de minerai valant....	1943 fr. 75 c.
1750 ——— de houille (1).......	21 85
Dépense en main-d'œuvre (2), frais de direction, intérêt d'argent, etc.......	78 15
	2043 fr. 75 c.

En comparant ces résultats, on voit qu'au fourneau à manche, la perte en étain est de 15 p. 100, tandis qu'elle n'est que de 5 au fourneau à réverbère. La dépense en combustible est aussi relativement beaucoup moins forte par ce dernier procédé; car on consomme 175 kilogrammes de houille pour avoir 100 kilogrammes d'étain, tandis que l'on brûle 160 kilogrammes de charbon de bois pour obtenir la même quantité d'étain au four-

l'étain. En 1824, le minerai de qualité inférieure coûtait 750 fr. (30 liv. sterling) les 1015 kilogrammes, tandis que le plus pur valait 1500 fr. (60 liv. sterling).

(1) Le prix de la houille est de 12 fr. 50 c. (10 shillings) par 1015 kilogrammes (1 tonne).

(2) La dépense en main-d'œuvre, en combustible, en frais de direction, intérêt de l'argent, etc., est évaluée à 100 francs (4 livr. sterling) par 1015 kilogrammes (1 tonne) d'étain fabriqué ; mais comme nous connaissons très approximativement la quantité de houille consommée, on peut regarder l'évaluation de 78 fr. 15 c. comme exacte pour ces frais généraux.

neau à manche, et l'on sait qu'une partie de charbon correspond à peu près, pour l'effet, à 2 de houille : on peut donc conclure que sous le rapport de l'économie du combustible et de la dépense en minerai, tout paraît être en faveur de l'emploi des fourneaux à réverbère. Nous ajouterons encore une considération qui doit faire préférer cette méthode sous le rapport de l'économie, c'est que l'opération est beaucoup plus simple, et qu'elle se fait presque seule.

Comparaison du travail à la houille avec la fonte au charbon de bois, à Altenberg.

Si nous comparons le travail à la houille, en Cornouailles, avec celui au charbon de bois pratiqué à Altenberg, nous parviendrons au même résultat. En effet, dans l'excellent mémoire de M. Manès, inséré dans les *Annales des Mines* de 1823 (1),

(1) Dans ce Mémoire, M. Manès établit ainsi qu'il suit le prix auquel l'étain revient au fondeur, et qui correspond d'une manière singulière avec celui que nous avons indiqué plus haut pour la fonte au fourneau à réverbère dans le Cornouailles.

2 quintaux 72 centièmes, correspondant à 138 kilogrammes d'étain, coûtent :

	écus.	gros.	fr.	c.
En frais d'extraction et de roulage intérieur	27	12	109	96
Frais de transport au jour et de préparation mécanique	21	18	86	94
Frais de fondage du schlich	1	6	4	88
Frais généraux	20	»	80	»
	70	12	281	78

nous voyons, page 870, que 2041 quintaux d'étain métallique ont consommé 3507 corbeilles de charbon. Le volume d'une corbeille correspond à 0m,443 mètres cubes, et son poids peut être évalué à 82k,39. On en conclura donc qu'un millier métrique (1 tonne environ) dépensera 2820 kilogrammes de charbon de bois, tandis qu'en Cornouailles, la même quantité d'étain n'exige que 1750 kilogrammes de houille. En observant que le charbon de bois donne un effet plus grand que la houille, on voit que la dépense en combustible est presque triple à Altenberg.

La perte en étain est également plus considérable dans cette dernière contrée. En effet, du minerai contenant 65 p. 100 à l'essai n'a donné, au petit fourneau, que 53 p. 100; d'où il suit qu'il y a eu une perte de 12 p. 100, et du minerai contenant 61 $\frac{1}{2}$ p. 100, a produit 55 au grand fourneau; ce qui correspond à une perte de 7 $\frac{1}{2}$ p. 100.

Ces résultats sont confirmés par la richesse des scories : en effet, les scories qu'on rejette à Altenberg contiennent, d'après un essai que M. Berthier a eu la complaisance de nous communiquer, 58 p. 100 de matière métallique, composée d'en-

Ce qui donne, pour les dépenses de 1000 kilogrammes, une dépense de 2 041 francs; tandis que, dans le Cornouailles, la même quantité d'étain occasione une dépense de 2 043 fr.

viron 60 p. 100 de fer et 40 p. 100 d'étain (1); d'où il suit que les scories renferment environ 16 p. 100 d'étain métallique.

Les scories obtenues par le travail au fourneau à réverbère, dans une usine de Truro et dans une autre située près de Penzance, ne nous ont donné que 12,40 à l'essai (2); d'où il s'ensuivrait que leur richesse est moindre que celle des scories d'Altenberg, et que par conséquent, sous le rapport de la perte en étain et de la consommation en combustible, il paraît constant que le travail au fourneau à réverbère, est plus économique que celui au fourneau à manche.

Il reste une question très importante à décider,

---

(1) Cet étain est allié avec une très petite quantité de tungstène.

(2) On a essayé, par la méthode indiquée à la note, page 354, 30 grammes de scories avec une addition de 5 grammes de calcaire, correspondant à 2,80 de chaux.

Le poids du culot total que l'on a obtenu, était de 30gr.,35, au lieu de 32,80. La partie métallique, qui pèse 9gr.,30, est composée à peu près de 5gr.,58 de fer et 3gr.,72 d'étain. En calculant l'oxigène avec lequel ces métaux étaient combinés dans les scories, on trouve que la perte en oxigène est de 2gr.,14, dont 1gr.,62 pour le fer, et 0,52 pour l'étain; ce qui, ajouté au culot total, donne 32,49, correspondant à très peu près au poids de la matière essayée.

Il suit de là que ces scories contiennent 31 p. 100 de matière métallique, et 12,40 p. 100 d'étain.

c'est de savoir quelle est l'influence de ce procédé sur la qualité de l'étain que l'on obtient. Il paraît certain que dans les arts on préfère, pour quelques usages, l'étain obtenu avec le charbon de bois, à celui obtenu avec de la houille. Cette supériorité dans la qualité de l'étain, tient-elle entièrement à la pureté des minerais que l'on traite au fourneau à manche, ou dépend-elle en partie du contact du charbon de bois? C'est ce que nous n'osons décider, et ce que l'expérience seule pourra prouver. Mais cette dernière supposition a quelque apparence de vérité, quand on se rappelle qu'il existe une différence, non encore expliquée, entre le fer fabriqué avec du charbon de bois et celui fabriqué à la houille, et que, dans les dernières opérations du raffinage du cuivre, on a toujours soin de mettre ce métal en contact avec du charbon de bois.

Nous terminerons cet article sur la fabrication de l'étain en Cornouailles, en faisant connaître les quantités d'étain qui ont été produites par les mines de cette province pendant les dernières années :

		En blocs ou saumons.	En kilogr.
1817.	Étain commun. *Common-tin*. . .	21,986 blocks. . .	3,622,950
	Étain fin. . . . . . *Grain-tin*.	3,393.	559,132
	Total.	25,379 blocks, ou	4,182,082

1818.	Étain commun..	19,273 blocks...	3,179,204
	Étain fin........	3,775.........	622,565
		23,048	3,801,769
1819.	Étain commun..	17,025 blocks...	2,805,423
	Étain fin........	1,856.........	305,830
		18,881	3,111,253
1820.	Étain commun..	15,338 blocks...	2,527,443
	Étain fin.......	1,746.........	287,714
		17,084	2,815,157
1821.	Étain commun..	17,022 blocks...	2,805,024
	Étain fin........	2,251.........	370,932
		19,273	3,175,956

QUATRIÈME PARTIE.

I. LIEUX OU L'ON EXPLOITE LE MINERAI DE CUIVRE DANS LES ILES BRITANNIQUES.

Dans la première partie de cette notice nous avons fait connaître le gisement du cuivre en Cornouailles et en Devonshire. Pour compléter notre travail, nous allons indiquer succinctement les différentes localités où l'on exploite ce métal dans les îles Britanniques. Ce complément nous paraît d'autant plus indispensable que le Cornouailles ne présente qu'un des modes de gisement de cuivre, celui en filons dans les terrains anciens; tandis que ce métal se trouve, dans les îles Britanniques, dans plusieurs espèces de gîtes, et même dans deux terrains distincts.

Savoir, 1° dans des terrains de transition très anciens ou primitifs, présentant des granites, des schistes argileux verdâtres, analogues aux stéaschistes de Cherbourg, et souvent des roches talqueuses et serpentineuses. C'est dans ce terrain que se trouvent les mines de cuivre du Cornouailles et du Devonshire; c'est également dans ce terrain que sont en outre exploitées les mines de l'île d'Anglesey, du nord du pays de Galles, du Westmoreland, et des parties adjacentes du

25..

Lancashire et du Cumberland, du sud-ouest de l'Écosse, de l'île de Man et du sud-est de l'Irlande. Ce gisement produit la plus grande partie du cuivre que fournissent annuellement les Iles Britanniques. Les minerais de ce métal s'y trouvent quelquefois en amas et plus souvent encore en filons.

2°. Dans le calcaire appelé par les géologues anglais *calcaire métallifère*, calcaire qui se trouve compris parmi ceux que les géologues du Continent nomment *calcaire de transition*, et qui paraît correspondre en particulier au calcaire bleu de la Belgique et au calcaire de Pierreville dans le département de la Manche. La mine d'*Ecton* dans le Staffordshire, et celle de *Cross-gill-burn* près d'Alston-moor, dans le Cumberland, appartiennent à ce terrain.

Les minerais retirés de ces deux sortes de gisemens sont toujours des pyrites de cuivre plus ou moins mélangées de pyrites de fer; elles sont accompagnées assez habituellement de cuivre sulfuré, et quelquefois, mais très rarement, de cuivre oxidulé, carbonaté, arséniaté, phosphaté et muriaté. Ces dernières espèces minérales sont très rares dans ces contrées, et ne peuvent nullement y être mises au nombre des minerais de cuivre.

La presque totalité des minerais de cuivre exploités dans les lieux que nous venons d'énumérer, et dont nous allons donner une descrip-

tion succincte en suivant un ordre géographique, sont transportés à Neath et à Swansea, sur la côte méridionale du pays de Galles, pour y être fondus.

Mines de cuivre du Cornouailles et du Devonshire.

Cornouailles et Devonshire. Nous nous bornerons à rappeler ici que les minerais de cuivre se rencontrent, dans ces contrées, en filons presque toujours dans le schiste argileux, talqueux ou amphibolique, le plus souvent verdâtre, nommé *killas* dans le pays (page 214).

Mine de cuivre de l'île d'Anglesey.

L'exploitation du cuivre dans l'*île d'Anglesey*, remonte à une époque très reculée. Il paraît que les Romains connaissaient la mine de *Hamlet* près de Holy-head; mais son exploitation, suspendue pendant très long-temps, ou poussée avec peu de vigueur, n'a été reprise avec activité que depuis environ cinquante ans. Cette mine fournit annuellement plus de 80,000 quintaux métriques de cuivre métallique. Sa position sur le bord de la mer rend l'exploration de ses produits ainsi que son approvisionnement très faciles. Elle tire le charbon de terre du bassin houiller du Flintshire, qui n'en est distant que de quelques milles.

Gisement.

Le terrain dans lequel existe le gîte métallifère est un schiste argileux verdâtre, passant au schiste talqueux. Cette roche est associée avec de la serpentine et de l'euphotide. Le minerai de cuivre (1) y forme plusieurs veinules ou filons,

(1) M. Victor Frère-Jean, qui a visité l'île d'Anglesey

qui courent dans toutes les directions; il est souvent accompagné de quarts, mais le plus souvent il est mélangé avec le schiste argileux, qui constitue le terrain. Cette circonstance tend à nous faire croire que ce gisement du cuivre est analogue à celui d'Irlande, c'est-à-dire qu'il est contemporain au terrain. Ces veinules ont d'un à deux mètres de puissance; elles convergent vers un point, où leur réunion a donné une masse considérable de minerai. C'est sur cet amas qu'on a d'abord ouvert la mine par une excavation à ciel ouvert, qui a maintenant plus de 70 mètres de profondeur, et présente l'aspect d'un vaste entonnoir. Le mode d'exploitation consiste à suivre, au moyen de galeries ouvertes à différens niveaux sur le flanc de l'excavation, les différentes veinules, qui courent dans toutes les directions et divergent d'un centre comme autant de rayons. Le minerai, ayant subi dans ces galeries un premier triage à la main et au marteau, est élevé, au moyen d'un treuil à bras, sur le sommet de la colline, où l'on achève de le nettoyer au moyen du cassage et du criblage.

Les eaux sont peu abondantes dans cette mine; elles sont élevées au moyen d'une machine à vapeur de la force de six chevaux. Une grande partie de ces eaux sont chargées de sulfate de

---

en 1824, a eu la complaisance de nous communiquer ces renseignemens.

cuivre; elles sont alors envoyées dans des bassins où l'on a placé de la ferraille; le sulfate de cuivre se décompose et donne du cuivre par cémentation.

Le minerai de cuivre d'Anglesey est un mélange de pyrite de fer et de pyrite de cuivre analogue au minerai de Saint-Bel, près de Lyon. Il est très pauvre, ne contient que 2 ou 3 p. 100 de cuivre, et comme la quantité de soufre qu'il renferme est considérable, on en recueille une certaine portion en grillant le minerai.

Le grillage se fait en plein air sur une aire que l'on a dressée d'avance; on dispose sur cette surface des briques de manière à faire plusieurs canaux horizontaux et deux ou trois cheminées dans la longueur du tas de grillages, qui a ordinairement de 7 à 8 mètres de long sur 4 à 5 de large et 2 de hauteur. On donne au tas la forme d'une pyramide tronquée, et l'on pratique sur sa crête un canal qui s'étend dans toute sa longueur, et qui communique à des canaux inclinés qui sillonnent les longs côtés du tas. Ces différens conduits, construits en briques, se rendent dans une voûte dont les dimensions sont à peu près d'un mètre de large sur 2 de haut. On recouvre avec de la terre toute la surface du tas de grillage, à l'exception des parties réservées pour les canaux; on introduit dans la partie inférieure de la tourbe pour mettre le feu au tas. Au bout d'un certain temps, lorsque le feu

s'est communiqué dans toutes les parties du tas, il n'est plus nécessaire de mettre de tourbe; le soufre qui brûle suffit seul pour alimenter la combustion. Le soufre, qui se volatilise, ne pouvant traverser la couche de terre qui recouvre le tas, est obligé de s'échapper par les canaux, d'où il se rend dans la voûte que nous avons indiquée, et s'y condense sous la forme de fleurs.

Ce grillage dure neuf mois; il donne une quantité de soufre assez considérable, je crois 10 p. 100 de celle que contient le mélange des pyrites. Il y a aussi une assez grande quantité de cuivre réduit.

Le minerai provenant de ce grillage est fondu dans des fourneaux à réverbère : cette opération correspond exactement à la fonte du minerai grillé, ainsi que nous la décrivons dans le traitement du cuivre (page 442). La seule différence est dans la dimension des fourneaux, qui est beaucoup moindre ici que dans le pays de Galles; on ne peut y charger que 1000 kilogrammes au plus, tandis que dans les autres la charge est de 1500 kilogrammes. Cette différence dans les dimensions provient sans doute de la différence dans la fusibilité du minerai : on n'ajoute pas de fondans, attendu qu'il y a une quantité assez considérable de quartz, qui forme avec l'oxide de fer un silicate, et ne dissout pas du tout d'oxide de cuivre. De cette opération, on obtient une matte

qu'on grenaille et que l'on grille ensuite; elle subit alors une suite de grillages, de fontes et de rôtissages analogue à ce que nous indiquerons, en décrivant le traitement métallurgique du cuivre.

Le cuivre de cémentation est ajouté à la seconde fonte; on ne le fond pas avec le cuivre prêt à être raffiné, parce qu'il est mélangé d'une très grande quantité d'oxide de fer, et qu'il est nécessaire, pour le débarrasser de ce métal, de le combiner avec du soufre.

Outre le minerai provenant de l'île même, on fond dans cette usine du minerai de l'Irlande, qui est entièrement analogue à celui-ci.

Mines de cuivre du Westmoreland et des parties adjacentes du Lancashire et du Cumberland.

Le *Westmoreland et les parties adjacentes du Lancashire et du Cumberland* renferment plusieurs mines de cuivre. La plupart sont analogues à celles de l'Irlande et d'Anglesey, c'est-à-dire qu'elles sont ouvertes sur des veinules qui courent dans tous les sens dans le schiste, et sont contemporaines au terrain; mais il en existe d'autres en filons. De ce nombre est celle exploitée aux environs de Keswick : ce filon coupe les feuillets d'un schiste argileux gris verdâtre, analogue au killas du Cornouailles; sa gangue est quartzeuse. Le minerai de cuivre est principalement pyriteux; cependant elle fournit une quantité de cuivre carbonaté vert assez grande pour qu'on le recueille à part. Nous en avons vu des tas destinés à la fonte.

On retire annuellement de cette mine une quantité de minerai correspondant à 15 ou 16 tonnes de cuivre métallique (de 15,000 à 16,000 kilogrammes). Ce minerai est transporté à Swansea.

Mine de cuivre de Cross-gill-burn, près d'Alston-moor, en Cumberland.

Environs d'Alston-moor en Cumberland. Ce canton, si connu par la richesse des mines de plomb qu'il renferme, offre aussi une mine de cuivre à *Cross-gill-burn*, distant de quelques milles sud-est d'Alston-moor. Les pyrites cuivreuses qui font l'objet de l'exploitation se trouvent dans un filon qui traverse le calcaire métallifère et les grès et argiles schisteuses qui lui sont subordonnés. Ce filon renferme aussi du plomb sulfuré ; mais il n'appartient pas au système de filons plombifères, sur lequel la plupart des exploitations sont ouvertes. La gangue est de quartz, ce qui fait que la masse du filon, plus résistante que le calcaire et le grès, dans lesquels elle est encaissée, reste en saillie sur la surface de la bruyère, et forme, sur le massif des montagnes arrondies qui se trouvent au nord-est de celle de Crossfell, une arète qu'on peut suivre en ligne droite sur une grande longueur, dans la direction du nord-ouest au sud-est. La forme de cette masse de filon, jointe à sa grande étendue, l'a fait nommer par les mineurs, l'*épine du dos de la terre* (*the back bone of the earth*).

En filons dans le calcaire métallifère.

Ce filon occasione un grand dérangement dans les couches qu'il traverse ; au nord-est, elles sont à un niveau beaucoup plus bas qu'au sud-ouest

Parmi celles qui se trouvent au sud-ouest, on remarque une couche de trapp, appelé dans le pays *whin-stone*, qu'on n'aperçoit pas au nord-est, soit qu'elle s'y trouve à un niveau trop bas pour être atteinte par les torrens; soit qu'elle n'y existe pas. La principale exploitation ouverte sur ce filon est à *Cross-gill-burn*, entre Alston-moor et Tyne-head, sur la Tyne. On exploite au moyen d'une galerie d'allongement, par laquelle des chevaux traînent le minerai jusqu'au jour dans de grands chariots ou chiens roulant sur un chemin de bois. La préparation mécanique se fait à peu près de la même manière qu'en Cornouailles. Le minerai est transporté de là à Newcastle, où on l'embarque pour Swansea.

Mine de cuivre d'Ecton, en Staffordshire.

Confins du Staffordshire et du Derbyshire. On exploite une mine de cuivre à *Ecton* en Staffordshire, sur les limites du Derbyshire. Le filon, qui paraît avoir beaucoup d'analogie avec celui qu'on exploite à *Cross-gill-burn*, près d'*Alston-moor*, traverse le calcaire métallifère : on en a retiré autrefois des quantités considérables de minerai de cuivre. Avant 1770, ce minerai était fondu à *Denby* en Derbyshire, parce qu'on croyait que la houille de cet endroit était plus particulièrement propre à cette opération. A cette époque, on établit une usine à *Whiston* en Staffordshire, pour fondre et raffiner le minerai d'Ecton; cette usine fut considérablement augmentée en 1780, et l'année suivante elle produisait 12$\frac{1}{2}$ tonnes (en-

viron 12 000 kilogrammes) de cuivre raffiné par semaine.

Le dépôt principal de minerai de cuivre de la mine d'Ecton paraît être maintenant à peu près épuisé; mais les épaisses parois du filon et les veinules et petits filons ou filets qui s'y ramifiaient en grand nombre, et que les mineurs ont négligés, pendant que le dépôt principal leur offrait une moisson beaucoup plus abondante, donnent encore une quantité considérable de minerai de plomb et assez de minerai de cuivre pour produire environ une tonne (environ 1000 kilogrammes) de ce métal par semaine à l'usine de Whiston.

Le mélange de minerai et de matières pierreuses, apportés hors de la mine dans des chariots (*tram-waggons*), reçoit des mineurs le nom de *browse*. On le divise, sur la halde même, en se servant d'un gros crible, en morceaux pierreux, qu'on rejette, morceaux mélangés de roche et de substances pierreuses cristallisées, contenant des grains et des filets de minerai qu'on appelle *hannaway*, morceaux de minerai massifs appelés *goods*, et menues parties qui passent à travers le crible, et qu'on appelle *fell*. Ces trois dernières qualités sont cassées au marteau et brisées à la batte (*bucker*) par des femmes et des enfans, puis lavées et criblées au moyen de cribles ordinaires. Les matières très ténues sont lavées sur des cribles à mailles très fines (*luc*), par-dessus

les bords desquels on laisse couler l'eau, qui emporte les petites particules terreuses dans une fosse dite *buddle hole*.

Il faut beaucoup de dextérité, et des caisses construites avec beaucoup de soin, pour séparer, par l'opération dite *buddling*, les minerais de cuivre et de plomb mêlés ensemble en particules très fines.

Les minerais de cuivre portés à l'usine de Whiston y sont traités au fourneau à manche, suivant une méthode peu différente de celle qui sera décrite plus loin.

Quelques mines de plomb du Derbyshire produisent de très petites quantités de minerai de cuivre.

Écosse (1). L'Écosse proprement dite n'avait jamais produit une quantité de minerai de cuivre digne de fixer l'attention du mineur. En 1819, on a découvert une mine de ce métal à *Cally*, près de *Gate-house-in-fleet*, petite ville du *Kirtud-brigtshire*, située sur la route de Dumfries à *Port-Patrick*. Mines de cuivre de l'Écosse.

Dans tous les environs, le terrain est formé d'un *killas* (roche schisteuse) qui, sous tous les rapports, ressemble à celui du Cornouailles. On connaissait déjà quelques filons métallifères dans

(1) Extrait d'une notice lue, le 15 décembre 1820, par M. John Taylor, à la Société géologique de Londres, et imprimée dans le premier volume de la nouvelle série de ses *Transactions*.

cette contrée, mais ils ne contenaient pas de cuivre. Un ouvrier, en travaillant à la terre à *Cally*, découvrit des pyrites cuivreuses, qui éveillèrent l'attention. Dans l'endroit même où elles avaient été trouvées, on creusa un puits, qu'on approfondit jusqu'à 15 à 16 mètres de la surface, en poussant en même temps des galeries de part et d'autre dans une direction est et ouest. Ces divers travaux donnèrent une certaine quantité de minerai ; le filon ne se montra pas très régulier dans ces premières recherches ; il n'était pas réglé, et se divisait en branches qui présentaient quelquefois 6 ou 8 pouces de minerai solide ; mais elles ne se soutenaient pas. On les avait suivies de l'est à l'ouest, sur une longueur d'environ 100 fathoms, et leurs branches paraissaient converger l'une vers l'autre en descendant, de manière à rendre probable leur réunion dans la profondeur.

En août 1820, l'eau était si abondante dans le filon, qu'on jugea nécessaire de commencer une galerie d'écoulement. A cette époque, on avait embarqué pour Swansea environ 40 tonnes (40 mille kilogrammes environ) de minerai de cuivre, qu'on estimait valoir près de 15 livres sterling (375 francs) la tonne, et il y en avait 20 ou 30 (20,000 à 30,000 kilogrammes) prêtes à recevoir la même destination. Ce produit est assez considérable, vu le peu d'étendue des travaux et le peu de dépense qu'on y a fait.

Le minerai est riche, c'est un mélange de pyrites jaunes panachées et de malachite.

Dans une des îles Shetland, les plus reculées de cet archipel qui environne l'Écosse, on avait découvert un filon de cuivre dans une roche calcaire. On avait ouvert des travaux et établi une machine à vapeur : on a assuré que les produits avaient été pendant quelque temps assez considérables; mais cette exploitation est abandonnée en ce moment.

Irlande. Les principales mines de cuivre de l'Irlande (1) sont celles de *Cronebane* et *Tigrony*, et de *Ballymurtagh*, ouvertes sur les bords de la rivière *Ovaca*, à 10 milles sud-ouest de Wicklow, dans le comté du même nom. Elles sont connues depuis long-temps, mais leur exploitation ne date que de 1757. Mines de cuivre de l'Irlande.

Elles sont exploitées dans un terrain de schiste argileux et de schiste argilo-quartzeux. Ces roches présentent, dans tous les environs, des substances métalliques en particules disséminées, en veinules, en filons et filets (*strings*) contemporains et en bancs épais. Ces derniers sont principalement composés de pyrite de cuivre et de fer.

Les couches de ces schistes argileux du comté

(1) Extrait d'un mémoire de M. Veaver, vol. IV des *Transactions de la Société géologique de Londres.*

de Wicklow se dirigent du nord-est au sud-ouest, et plongent du côté du sud sous un angle d'environ 50°.

Elles reposent sur du micaschiste, lequel recouvre des granites, qui se montrent sur une étendue considérable, depuis les environs de Dublin jusque sur la côte méridionale à l'ouest de Waterford.

Au contact du granite et du micaschite, ces deux roches sont traversées par des filons contenant de la galène et quelquefois des pyrites cuivreuses, mais qui n'ont donné naisance à aucune exploitation importante de l'un ni de l'autre métal.

Ces terrains schisteux de Wicklow renferment des couches subordonnées de schiste argileux tendre en décomposition, et dont la couleur varie du gris ou du jaune clair à un noir foncé. Les mineurs donnent à cette roche le nom de *soft ground* (roche molle).

Elles contiennent un grand nombre de particules de pyrites, le plus souvent ferrugineuses, quelquefois cuivreuses, ou, plus rarement, arsenicales, et elles sont généralement mélangées d'une quantité considérable d'argile d'un blanc jaunâtre.

Autant qu'on a pu en juger par les travaux d'exploitation, la puissance de ces couches varie de 6 à 28 mètres, et elles s'étendent, suivant leur direction, à une distance indéterminée; quelques-

unes ont été suivies sur une longueur de plus de 200 mètres; dans la profondeur, elles deviennent ordinairement plus compactes et moins altérées. Dans chacune de ces couches, on trouve un ou plusieurs amas parallèles l'un à l'autre de pyrites de cuivre ou de simples pyrites de fer, qui varient en épaisseur, et acquièrent quelquefois une puissance de plusieurs mètres.

Mines de Cronebane et Trigony.

Ce sont des couches de ce genre qui forment le principal objet d'exploitation des mines de *Cronebane* et *Trigony*, où l'on en a rencontré cinq. L'une d'elles n'a présenté que des pyrites de fer; deux autres contiennent chacune un banc de minerai de plusieurs pieds d'épaisseur, consistant en un mélange à grains fins de galène, d'antimoine sulfuré et de blende, avec des pyrites de cuivre, de fer et arsenicales. Ces substances forment ensemble des masses très dures et très solides; mais comme aucun métal n'y domine, on n'a pu les exploiter avec avantage. Dans les deux dernières couches, on a trouvé beaucoup de minerai de cuivre; ce minerai était du cuivre noir (*black copper ore*) (1), qui, dans les parties plus profondes, passait à la pyrite cuivreuse : il était accompagné de pyrites de fer près de l'af-

(1) Nous pensons que par *black copper ore*, on veut dire du cuivre oxidé résultant de la décomposition des pyrites. On connaît un minerai semblable à Saint-Bel, près de Lyon.

fleurement; et quelquefois jusqu'à 80 mètres de profondeur, on ne trouvait que de l'oxide de fer brun.

L'une de ces deux couches contenait de l'argent aurifère; dans l'autre masse, qui était la plus productive, l'épaisseur du minerai massif a varié de 2 à 6 mètres; il existait en outre des veines minces parallèles de minerai, alternant avec le schiste argileux adjacent à une certaine distance; ces veines n'étaient accompagnées ni de quartz, ni de substances pierreuses cristallisées d'aucune espèce.

Les parties les plus productives de la couche ont donné, dans certains cas, par chaque fathom cubique (8 mètres cubes) exploité, de 10 à 15 tonnes de minerai vendable, dont la teneur variait de 5 à 7 p. 100 de cuivre.

On a aussi trouvé des couches de pyrites de fer dans le schiste argileux non altéré et dans le schiste argilo-quartzeux. Leur épaisseur variait de quelques pieds à quelques fathoms; des lits minces et des filets déliés de pyrites de cuivre et de pyrites de fer y sont également très fréquens. De la galène et de la blende ont été rencontrées quelquefois dans des circonstances analogues, et aussi disséminées en petites portions dans les couches de pyrites cuivreuses et de pyrites de fer.

Le schiste argilo-quartzeux est en outre traversé par des filons contemporains de quartz,

renfermant des minerais de cuivre donnant de 10 à 12 p. 100 de ce métal; ils sont accompagnés quelquefois de cuivre azuré terreux et assez souvent de chlorite. Ils se ramifient à leurs extrémités dans la roche, ou quelquefois se réunissent entre eux; ils forment alors des masses qui ont jusqu'à 4 mètres de puissance, et présentent une épaisseur de minerai d'un mètre à deux mètres; mais ils sont rarement productifs sur une longueur de plus de 60 mètres.

Les minerais de cuivre que fournissent ces mines sont du cuivre pyriteux, des pyrites de fer un peu cuivreuses, et rarement du cuivre sulfuré. Quelques-uns de ces gîtes présentent du cuivre natif dans une gangue quartzeuse.

Il paraît que le cuivre pyriteux et le fer sulfuré cuprifère sont également abondans. Le premier de ces minerais, quand il a été préparé, contient de 8 à 9 p. 100 de cuivre : le second est fort pauvre; souvent il ne donne pas plus d'un p. 100 de cuivre, et jamais plus de 5. Nous n'avons vu que cette dernière variété de minerai d'Irlande dans les usines de Swansea.

Les mines de Cronebane ont donné;

Produit des mines de cuivre de Cronebane.

De 1787 à 1799, 7533 tonnes de minerai, (environ 7 645 995 kilogrammes), contenant, moyennement, 8 $\frac{25}{28}$ p. 100; ce qui fait environ 670 tonnes de cuivre métallique, ou 680 050 kilogrammes pendant ces 12 années. Il existait un droit de 16 shillings et 6 pence (20 fr. 60 c.)

sur chaque tonne des minerais d'Irlande à son importation en Angleterre.

De 1799 à 1811, le produit a été de 19 342 tonnes $\frac{1}{2}$ (19 532 737 kilogrammes) de minerai, rendant 5 $\frac{5}{12}$ p. 100; ce qui fait 1046 tonnes $\frac{1}{2}$ de cuivre métallique, ou 1 062 197 kilogrammes de cuivre métallique.

En 1808, on a extrait 2576 tonnes $\frac{1}{2}$ de minerai (2 615 147 kilogrammes). A cette époque, le prix du minerai de cuivre d'Irlande baissa beaucoup; ce qui a fait aussi beaucoup diminuer l'activité des exploitations : aussi, dans les années suivantes, le minerai extrait à Cronebane n'a pas excédé quelques centaines de tonnes.

Cuivre de cémentation.

Les eaux qui coulent des mines sont chargées de sulfate de cuivre. On les recueille, et on en précipite le cuivre par le fer : on obtient par ce procédé, annuellement, de 180 à 210 tonnes (environ 180 000 à 210 000 kilogrammes) de cuivre cémenté, contenant 33 p. 100 de cuivre métallique; ce qui fait un produit de 60 à 70 tonnes (environ 60 000 à 70 000 kilogrammes).

On a extrait du soufre, sur les lieux, des pyrites de cuivre, en les grillant dans des fourneaux.

Mine de Ballymurtagh.

A Ballymurtagh, sur la rive droite de l'Ovaca, il a existé une exploitation considérable de cuivre durant une partie du dernier siècle. Le propriétaire, M. Phalley, y a acquis une grande fortune; mais les dernières spéculations ont été

sans succès, quoique les anciennes excavations, qui sont à environ 60 mètres au-dessous du niveau de la rivière d'Ovaca, soient exemptes d'eau.

Il existe encore en Irlande quelques autres mines de cuivre, mais elles sont de très peu d'importance.

On cite une ancienne mine de cuivre à *Longhshinny*, sur le rivage de la mer. Elle était exploitée dans des roches de transition, telles que grauwacke, schiste argileux, grunstein, etc. Le minerai était une pyrite cuivreuse, riche, et se trouvait, à ce qu'il paraît, dans de petits filons contemporains de quartz. Mine de Longhshinny, dans le terrain de transition.

On a aussi exploité un filon de minerai de cuivre qui traversait le calcaire métallifère, près de Beaupark, à peu de distance de la Boyne, dans la partie septentrionale du comté de Meath. Filon de cuivre dans le calcaire métallifère.

Pour donner une idée de la richesse relative des différentes contrées qui contiennent des mines de cuivre, nous plaçons à la suite de cette notice un tableau indiquant la quantité de cuivre métallique produit dans la Grande-Bretagne pendant cinq années, depuis 1818.

Tableau indiquant la quantité de cuivre métallique produite en Angleterre, en Écosse et en Irlande, depuis 1818 jusqu'en 1822.

	1818.		1819.		1820.		1821.		1822.	
	Tonn. (1)	Kilogr.	Tonn.	Kilogr.	Tonn.	Kilogr.	Tonn.	Kilogr.	Tonnes.	Kilogr.
Cornouailles	6,714	6,814,710	7,214	7,322,210	7,364	7,474,460	8,163	8,285,445	9,331	9,470,965
Devonshire	438	444,570	433	439,495	417	423,255	483	490,245	537	545,055
Staffordshire (Ecton)	200	203,000	180	182,700	236	239,540	110	111,650	38	38,570
Anglesey	633	642,495	564	572,460	561	569,415	604	613,060	738	749,070
Autres parties du pays de Galles	90	91,350	60	60,900	40	40,600	39	39,585	55	55,825
Sommerstshire	»	»	»	»	3	3,045	28	28,420	»	»
Cumberland et Westmoreland	»	»	»	»	20	20,300	18	18,270	21	21,315
Irlande	120	121,800	116	117,740	174	176,610	257	260,855	738	749,070
Écosse	»	»	»	»	5	0,075	12	12,180	11	11,165
	8,195	8,317,925	8,567	8,695,505	8,820	8,952,300	9,714	9,859,710	11,469	11,641,035

(1) La tonne pèse 1,015 kilogrammes.

Il résulte de ce tableau que le Cornouailles fournit, à lui seul, plus de quatre fois autant de cuivre que tout le reste des îles Britanniques, et que le Cornouailles, le Devonshire et le Sommersetshire réunis, produisent plus des sept huitièmes de la totalité.

Quantité de cuivre produite dans la Grande-Bretagne, depuis 1771 jusqu'à 1822.

Pour mettre le lecteur à portée de se former une idée du développement que l'exploitation du cuivre a pris dans les îles Britanniques depuis un demi-siècle, nous plaçons ici un tableau des produits des mines de cuivre du Cornouailles depuis l'année 1771 jusqu'à 1822 inclusivement. Ce tableau indique les quantités de cuivre métallique et de minerai tant en tonnes qu'en kilogrammes, et les valeurs du cuivre en livres sterling et en francs, afin de pouvoir se prêter à tous les genres de comparaisons.

	MINERAI.		CUIVRE MÉTALLIQUE.		LIVRES sterling.	FRANCS.
	Tonnes.	Kilogrammes.	Tonnes.	Kilogrammes.		
De 1771 à 1781....	28,185	28,627,775	3,380	3,420,700	174,281	4,357,025
1781 à 1791....	32,854	33,346,810	4,123	41,84,845	200,530	5,013,250
1791 à 1801....	48,034	48,754,510	4,083	4,144,245	403,398	10,084,950
1801 à 1811....	67,533	68,545,995	6,060	6,150,900	606,373	15,159,325
1811 à 1816....	78,237	79,410,555	7,181	7,288,715	74,126	1,853,150
1816....	83,058	84,303,870	7,045	7,150,675	541,737	13,543,425
1817....	75,816	76,953,240	6,608	6,707,120	422,426	10,560,650
1818....	80,525	81,732,875	6,714	6,814,710	587,977	14,699,425
1819....	92,234	93,617,510	7,214	7,322,210	728,032	18,200,800
1820....	92,672	94,062,080	7,364	7,474,460	620,347	15,508,675
1821....	98,803	100,285,045	8,163	8,285,445	628,832	15,720,800
1822....	106,723	108,323,845	9,331	9,470,965	676,285	16,907,125

M. de Billy donne, dans un Mémoire des *Annales des Mines*, les résultats statistiques suivans, sur le produit des mines et des usines à cuivre pour les années 1828 et 1832.

« Les minerais de cuivre traités dans le pays de Galles sont principalement des pyrites cuivreuses; celles-ci sont mélangées d'autres minerais du même métal, de pyrites arsenicales, de gangues, etc. (Minerais dans le pays de Galles.)

» Le tableau suivant n° 1, nous apprend qu'ils proviennent en majeure partie du Cornouailles; le tableau n° 2 est un relevé des quantités produites par les mines de ce comté, depuis 1828 jusqu'en 1832, avec la valeur et le rendement moyen de ces minerais.

TABLEAU n° 1. *Quantités de cuivre produites dans la Grande-Bretagne et en Irlande.*

AVEC LES MINERAIS DE :	1828. Tonnes.	1820. Tonnes.	1830. Tonnes.	1831. Tonnes	1832. Tonnes.
Cornouailles	1966	9763	10890	12218	12099
Devonshire	434	318	368	312	249
Autres parties de l'Angleterre	71	36	10	31	42
Ile d'Anglesea	738	901	815	809	852
Autres parties du pays de Galles.	259	172	237	123	237
Irlande	708	790	768	972	974
Ile de Man	»	14	9	15	12
Totaux de cuivre provenant de minerais du royaume-uni.	12169	11994	13097	14480	14465
Cuivre provenant de minerais étrangers	»	30		100	56
Totaux généraux	12169	12024	13221	14580	14521

Tableau n° 2. *Produit des mines de cuivre de Cornouailles.*

ANNÉES.	TONNES de minerai.	VALEURS en livres sterling.	TONNES de cuivre.	RENDEMENT moyen du minerai.	PRIX MOYEN de la tonne de minerai.
					liv. sh. d.
1828	130866	759275	9961	7 3/8 p. 100	5 16 0
1829	125902	725834	9763	7 3/4 p. 100	5 15 6
1830	135665	784000	10890	8 p. 100	5 15 6
1831	146502	817740	12218	8 3/8 p. 100	5 11 7
1832	139057	835812	12099	8 3/4 p. 100	6 0 0
En cinq ans.	677992	3922561	54931	8 1/10 p. 100	5 15 8

Triage de grosseur.

» Le rendement moyen a été obtenu par la comparaison des totaux 677 992 tonnes de minerai, et 54 931 tonnes de cuivre. Le prix moyen de la tonne de minerai, 5 liv. 15 shill. 8 d. résulte également de la comparaison des totaux 3 922 561 liv. sterl., et 677 992 tonnes. »

II. PRÉPARATION MÉCANIQUE DES MINERAIS DE CUIVRE EN CORNOUAILLES ET EN DEVONSHIRE.

Sur les exploitations du Cornouailles et du Devonshire, le minerai subit d'abord, soit dans la mine même, soit au jour, un premier triage à la main, qui a pour but de séparer tous les morceaux dont la grosseur est plus que double de celle de deux noix.

Parmi les gros morceaux ainsi choisis, on casse au marteau les plus gros pour les ramener au volume des plus petits. Triage de richesse des gros morceaux.

Ils subissent alors un second triage à la main, dans lequel on classe les fragmens en quatre lots, suivant leur plus ou moins grande richesse, savoir :

A (1). Fragmens de *minerai massif*; ils sont cassés à la batte, pour être réduits en morceaux plus faciles à fondre.

B. Fragmens de *minerai riche*, c'est-à-dire peu mélangé de matières étrangères; ils sont cassés à la batte, puis criblés.

C. Fragmens de *minerai pauvre*; on les bocarde pour en retirer les parties métalliques par le lavage.

D. Parties uniquement pierreuses; elles sont rejetées.

Le minerai massif A est brisé à coups de batte, de manière à ce qu'il n'y reste pas de fragmens plus gros qu'une grosse noisette; une grosseur plus considérable serait peu convenable au traitement métallurgique auquel le minerai doit être soumis. La batte dont on se sert dans cette opération consiste en une plaque de fer d'environ $0^m,15$ de côté et $0^m,03$ d'épaisseur, adaptée à un Cassage du minerai massif A.

---

(1) Nous avons désigné par des lettres les différens lots de minerai, pour pouvoir les rappeler brièvement dans la description des autres opérations qu'ils subissent.

manche de bois. On place le minerai à briser sur une plaque de fonte carrée d'environ 0 ,40 de côté sur 0^m,04 d'épaisseur. Ces plaques de fonte sont placées sur le bord d'un massif d'environ un mètre de haut, construit partie en pierres sèches et partie en terre. La surface supérieure de ce massif est un peu inclinée de l'arrière à l'avant. Le travail est exécuté par des femmes, qui sont armées, chacune, d'une batte : le minerai est placé devant elles, en arrière des plaques de fonte ; elles le font arriver sur ces plaques, l'y brisent, et le font tomber à leurs pieds quand il est suffisamment concassé. Le minerai massif ainsi brisé ne subit aucune autre préparation avant d'être vendu aux usines.

Cassage du minerai riche B.

Le minerai riche B, qui est mélangé d'une proportion notable de matières pierreuses, est cassé à la batte de même que le minerai massif, afin qu'on puisse séparer par le criblage et le lavage les parties riches de celles qui doivent être rejetées.

Criblage du minerai menu.

Le menu minerai provenant du premier triage à la main, indiqué ci-dessus page 410, est criblé sur un gros crible en fils de fer simplement entrelacés, formant des mailles rectangulaires, dont la surface est environ la sixième partie d'un pouce carré. Un homme agite ce crible chargé de minerai dans une petite fosse que traverse un courant d'eau. Par cette opération, le minerai se divise en trois portions; savoir :

1°. Les fragmens E, plus petits qu'une grosse noisette, qui passent à travers le crible, mais qui, étant trop lourds pour être entraînés par l'eau, restent dans la fosse. Ces fragmens sont criblés de nouveau, en même temps que le minerai riche B après qu'il a été cassé.

2°. Les parties les plus fines F, que l'eau entraîne, et qu'elle dépose ensuite dans les bassins qu'elle est forcée de traverser en s'écoulant.

3°. Les fragmens de la grosseur d'une noisette à celle de deux noix, qui restent sur le crible. Ces derniers sont posés sur une table, et le cribleur, aidé de deux femmes, les soumet à un triage à la main, analogue à celui qui a été indiqué ci-dessus, page 411, pour les morceaux plus gros. Ceux qui nous occupent sont de même séparés en quatre lots; savoir :

Le minerai massif A et le minerai riche B, qui sont envoyés à l'atelier de cassage à la batte; le minerai pauvre C, qu'on envoie au bocard, et enfin, les fragmens purement pierreux D, qui sont rejetés.

Second criblage des minerais riches E et B.

Le minerai E (page 413), qui s'est déposé dans la fosse sous le gros crible, est soumis à un second criblage.

On crible de même les minerais B (pages 411 et 413), après qu'ils ont subi l'opération du cassage à la batte.

Les cribles qu'on emploie à cette nouvelle opération, sont plus fins que ceux dont nous avons

parlé ci-dessus ; ils présentent vingt à trente ouvertures par pouce carré. Après avoir chargé un de ces cribles, un ouvrier l'agite convenablement dans une cuve pleine d'eau, en le tenant par deux poignées que présentent ses bords. Les parties les plus fines E du minerai tombent dans la cuve, et ce qui reste sur le crible se trouve partagé, par suite du mouvement auquel on l'a soumis, en trois parties, savoir :

La partie supérieure D, très pauvre, qui est rejetée.

La partie moyenne (BC), qui, suivant sa richesse et la grosseur de ses parties, est envoyée à l'atelier de cassage, ou au bocard, ou bien est divisée par un lavage subséquent, auquel on la soumet. Ce lavage, qui s'exécute sur une aire plane, donne deux parties B et C, qu'on envoie séparément l'une au cassage et l'autre au bocard.

Enfin, la partie inférieure A, qui est riche, et qu'on laisse s'accumuler sur le crible pendant plusieurs opérations successives.

Lavage sur une aire plane du minerai fin E.

Lorsqu'il s'est accumulé dans la cuve une quantité plus ou moins grande de minerai fin E, on le retire et on le lave sur une aire plane traversée par un courant d'eau et sur une petite caisse à deux compartimens, que traverse également un courant d'eau ; on en extrait par le lavage les parties les plus grosses E, qu'on recrible ainsi qu'il va être dit. Quant aux parties fines F, qui restent tant sur l'aire plane que dans la caisse, on les

traite, comme nous l'indiquerons plus bas, pour les parties des produits des bocards connues sous le nom de *schlamm* (en anglais *slime*), auxquelles elles ressemblent par leur finesse et leur richesse.

Pour achever la préparation du minerai E qu'on en a séparé, on en charge une certaine quantité sur le crible, recouvert d'un lit de minerai riche A, résultant des criblages précédens, et on l'agite doucement. Dans cette nouvelle opération, il vient à la surface de petits fragmens pierreux D', qu'on rejette. On trouve ensuite au-dessous des fragmens pauvres (B', C'), qu'on envoie au bocard; enfin, le minerai riche A, dont la quantité a été un peu augmentée, recouvre la surface du crible. Il est suffisamment pur pour être vendu aux usines. Dans ce nouveau criblage, il retombe dans la cuve quelques petits fragmens de minerai riche E', mêlés de poussière très fine de parties pierreuses. Criblage du minerai E.

Pour nettoyer le minerai E' retombé dans la cuve, et pour l'amener au même degré de pureté que A, on l'agite fortement, ainsi que l'eau qui le recouvre, avec une bêche qu'on remue circulairement dans la cuve. Lorsque tout le dépôt E' est, par suite, en suspension dans l'eau, on la laisse reposer; les particules métalliques se déposent les premières, à cause de leur excès de pesanteur spécifique. On provoque leur réunion en un seul point du fond, soit en les y amenant avec la bêche, soit en penchant la cuve d'un côté. Les particules terreuses viennent ensuite former par- Nettoiement du minerai E' par agitation.

dessus un dépôt, qu'on en sépare aisément et qu'on jette, ou qu'on joint aux schlamms, suivant sa richesse. Le dépôt métallique qu'on retire ensuite de la cuve, est assez pur pour être livré à la fonte.

Bocardage et lavage des minerais pauvres.

Revenons aux minerais C (B, C), (B', C'), qui, comme nous l'avons dit précédemment (pages 414 et 415), sont bocardés. Les bocards employés pour la préparation mécanique des minerais de cuivre, sont semblables à ceux employés pour celle des minerais d'étain que nous avons décrits (page 338 et suivantes). Le minerai, après avoir subi leur action, se trouve divisé en deux parties, savoir : le sable, qui se dépose dans le premier bassin, et les schlamms (*slime*) que l'eau abandonne dans les labyrinthes qu'elle est obligée de traverser en s'écoulant.

Le sable est lavé directement dans des caisses de la forme de celles décrites (page 341), en parlant du lavage des minerais d'étain.

Les schlamms déposés, soit par les eaux qui s'écoulent du bocard, soit par celles qui ont servi aux diverses opérations de lavage, ainsi que les matières analogues obtenues dans quelques-unes de ces opérations, sont d'abord débourbés dans des caisses à deux compartimens beaucoup plus courtes et plus étroites que les précédentes, et de l'espèce de celles décrites page 343, et lavés ensuite dans les caisses ci-dessus.

Récapitulation des différentes sortes de minerais.

En récapitulant les diverses opérations que nous venons de faire connaître, on voit que tout le

minerai extrait des mines se trouve divisé en six portions, savoir :

1°. Minerai massif A, cassé à la batte (page 411);

2°. Minerai donné par le criblage (pages 412, 413 et 414);

3°. Minerai plus fin encore, retiré des cuves de criblage (page 415);

4°. Minerai de bocard, lavé directement dans les grandes caisses (page 416).

5°. Minerai extrait des schlamms par le débourbage dans les petites caisses étroites et le lavage dans les grandes (page 416);

6°. Enfin, parties pierreuses rejetées à différens états de division, et nécessairement mélangées d'un peu de minerai perdu.

Nous avons étudié le procédé suivant à la mine de Pembroke, près de Saint-Austle. Préparation mécanique à Pembroke.

Cassage et séparation des minerais à la main.

On divise sur les haldes le minerai à la main et au marteau, en trois produits :

A, bon; B, moins bon; C, médiocre.

A est séparé au marteau, par des femmes, en deux produits :

A' envoyé à la machine à broyer (*crushing-machine*), et donnant immédiatement un schlich bon pour la fonderie.

A'' envoyé aussi à la machine à broyer, mais n'y donnant qu'un produit qui exige le lavage.

B est séparé de la même manière à la main, et au marteau, en deux produits :

B', qui est broyé et lavé après ;

B'' envoyé au bocard.

C est divisé en :

C' envoyé au bocard ;

C'', nulle valeur.

Écrasage des minerais.

Description de la machine à broyer et du procédé.

Nous avons vu, à la mine de Pembroke, deux machines à broyer (*crushing-machine*), nous allons décrire celle qui nous a paru le mieux établie.

Des chariots amènent le minerai à écraser sur une route en fer à l'atelier A (fig. 1, Pl. XI), au-dessus de l'appareil ; ils sont mus, au moyen d'une corde et d'une poulie de renvoi, par la machine à vapeur, qui fait tourner les cylindres de la machine à broyer. En les ouvrant sur le côté, on fait tomber la substance dans la trémie T, d'où elle passe immédiatement entre les cylindres unis CC, puis tombe sur le crible D, qui reçoit un mouvement de va-et-vient dans le plan horizontal, par l'intermédiaire d'un bras de levier L. Une partie du minerai le traverse et forme un tas S ; une autre partie tombe sur les cylindres C'C', analogues aux cylindres supérieurs C, C. Il se forme un nouveau tas S', et enfin, un tas S''.

Les trous des cribles D, D' étant de même dia-

mètre, les produits S et S′ sont de même nature. On les considère comme schlich bon à fondre, ou comme produit devant être lavé, suivant la matière qui a été écrasée.

S″ est broyé de nouveau. On le rejette dans la trémie T avec du gros minerai brut, en ayant soin de les stratifier dans la trémie, ou du moins de les mélanger.

Le diamètre et la longueur des cylindres inférieurs C′C′ sont donnés par la fig. 2. On remarquera que *ab* est une partie carrée faisant suite au tourillon *t*, laquelle empêche le cylindre de se mouvoir dans le sens de son axe. Le diamètre des cylindres supérieurs est de 2 pouces ($0^m,05$) plus grand que celui des cylindres inférieurs. Leur longueur est la même.

Les uns et les autres sont en fonte blanche; ils durent en moyenne un mois seulement, s'ils sont de bonne qualité.

Le nombre de révolutions qu'ils font par minute varie, suivant la dureté de la substance à écraser, entre dix et quinze. Il est en moyenne de douze.

Cette machine broie 50 tonnes de minerai riche en douze heures. Elle écrase moins de minerai de seconde qualité dans le même temps.

Le cylindre de la machine à vapeur qui imprime le mouvement à cette machine à broyer a 26 pouces ($0^m,66$) de diamètre.

La course du piston est de 7 pieds ($2^m,14$);

Le nombre de courses par minute, de seize à dix-sept.

La pression de la vapeur est très variable. Le plus souvent elle est de 15 livres par pouce carré du piston ($1^k,13$ par centimètre carré), et s'élève quelquefois à 30 livres.

Cette machine à vapeur fait marcher, outre la machine à broyer, six batteries de bocards à trois pilons, et quatre batteries à quatre pilons, en tout trente-quatre flèches, et elle élève l'eau qui les alimente.

L'arbre à cames fait treize tours par minute, et porte six cames sur une même circonférence. Ainsi, chaque flèche tombe soixante-dix-huit fois par minute.

La levée des pistons est de 8 pouces ($0^m,20$), leur poids, 3 quintaux ($152^k,25$).

L'eau est élevée à 12 pieds ($3^m,65$) dans un corps de pompe qui a 20 pouces ($0^m,50$) de diamètre.

La course du piston de la pompe est d'environ 3 pieds ($0^m,91$); le nombre de coups par minute, de seize à dix-sept. La bielle verticale placée à l'extrémité du balancier opposée à celle qui se lie au piston du cylindre à vapeur, meut une double manivelle placée entre deux volans, chacun de 6 pieds ($1^m,83$) de diamètre.

Calcul de l'effet de la machine.

D'après ce qui précède, faisant usage de la formule $F = \pi R^2 PV$, dans laquelle F représente la force de la machine, π le rapport de la circonférence au diamètre, R le rayon du piston, P le

poids qu'il supporte, et V l'espace qu'il parcourt en une minute; et en admettant pour l'expression de la force du cheval de vapeur, 32 500 livres élevées à 1 pied par minute (4500 kilogrammes à 1 mètre), on trouve pour la valeur de F en nombre rond, 55 chevaux. La partie de cette force employée pour soulever les flèches de bocard et faire monter l'eau qui leur est nécessaire, déterminée par le calcul, est d'environ 19 chevaux. Restent 36 chevaux pour la force perdue dans les chocs, les frottemens, etc., et pour celle employée à élever l'eau de la chaudière et du condenseur, et à faire marcher la machine à broyer. Si de ces 36 chevaux on en soustrait 16 pour les chocs, frottemens, etc., il en reste 20 pour la machine à broyer.

Revenons à la description du procédé.

A′ étant écrasé pour schlich bon à fondre, le diamètre des trous des cribles de la machine est trois huitièmes de pouce (0^m,009).

A″ donnant un produit qui exige le lavage, ce diamètre n'est que de deux huitièmes de pouce (0^m,006).

A″, après avoir été broyé, est jeté sur un crible, que l'on agite ensuite dans l'eau horizontalement, il se forme alors trois produits:

A*, qui traverse le crible et se rassemble au fond d'un canal, est un produit bon pour la fonderie.

A‴, recueilli au fond du crible, est aussi considéré comme schlich bon à vendre.

Enfin, A'''', qui formait la tranche supérieure dans le crible, est lavé comme nous l'expliquerons plus loin.

Cette opération porte le nom de *jigging*.

On compte dans la grille des cribles de six à sept trous par pouce carré.

Débourbage dans un canal.

A''' est débourbé dans une espèce de très longue caisse, dans laquelle passe un courant d'eau plus ou moins abondant.

Il se forme deux dépôts : l'un à la partie supérieure *a*, relavé de la même manière;

L'autre à la partie inférieure *b*, envoyé au bocard.

Après avoir fait subir cette opération deux ou trois fois au produit *a*, on obtient un schlich *a''* ou *a'''*, bon à vendre.

La pente du fond de la grande caisse était de 2 pouces sur 6 pieds (0^m,028).

On donne plus d'eau au premier lavage qu'au second, et plus au second qu'au troisième, en général d'autant moins que la substance est plus riche et plus ténue.

Cette opération porte le nom de *tie*.

Bocardage.

Les bocards pour les minerais de cuivre sont les mêmes que pour les minerais d'étain.

Le poids des pilons est 2 $\frac{1}{2}$ à 3 quintaux.

Les trous des grilles ont en général un huitième de pouce (0^m,003) de diamètre ; mais plus le minerai est pauvre, plus on diminue leur grandeur, *et vice versâ.*

Au sortir du bocard on obtient :

Dans un premier bassin,

A (*rough*);

Dans les bassins suivans,

B, slimes de différentes qualités.

A est débourbé dans une caisse dite *shaking-trunk.* On obtient alors trois produits A′, A″, A‴; A′, dans le creux qui est à la tête de la table; A″ et A‴ sur la table même.

A′ subit l'opération que nous avons décrite sous le nom de *tie.*

A″ et A‴ sont lavés séparément dans des caissons allemands.

La pente du fond des shaking-trunks est à peu près nulle ; elle ne dépasse pas un demi-pouce sur 6 pieds (0^m,07) : c'est la même que celle du fond des labyrinthes.

Les caissons allemands ont 9 pieds (0^m,74) de longueur, sur 3 pieds (0^m,91) de largeur et 2 pieds 2 pouces (0^m,66) de profondeur. L'inclinaison du fond est de 8 pouces sur 6 pieds (0^m,11).

Le lavage, dans cet appareil, a lieu comme pour le minerai d'étain. La partie supérieure, après un certain nombre d'opérations, est lavée à la cuve

(*tossing tub*). La partie inférieure, comme on n'a pas de jumelles, est relavée dans les caissons.

Lavage à la cuve.

Dans une opération de lavage à la cuve que nous avons suivie, on a enlevé quatre tranches de minerai, séparées exactement, comme l'indiquent les lignes *ab*, *cd*, *efg*, *hik* (fig. 5, Pl. XI).

La tranche A a été débourbée de nouveau dans les *trunking-box*.

B a été relavé dans les caissons allemands.

C a été mis à part comme schlich bon à vendre : c'était la partie la plus considérable.

Enfin, D, formant un noyau dans le centre de la cuve, a été passé dans des cribles à grilles en cuivre, ayant dix-huit trous au pouce carré. Ce produit en a donné alors deux nouveaux :

D′, qui a traversé la grille, et a été mis à part comme schlich pur;

D″, resté sur le crible, qui tantôt est rejeté, et tantôt subit l'opération dite *tie*.

Lavage des slimes.

On les débourbe d'abord dans des *trunking, boxes* ordinaires, et l'on obtient trois produits :

a, qui est débourbé de nouveau, et subit l'opération dite *tie*;

b, lavé dans les caissons allemands;

c, rejeté, ou quelquefois lavé de nouveau dans la *trunking-box*.

Machine à broyer de Lanescot.

On a aussi, sur la mine de cuivre de Lanescot, pour la préparation des minerais, une machine à broyer. Cette machine n'a qu'une seule paire de cylindres : ceux-ci ont 2 pieds de longueur et 18 pouces de diamètre; ils font dix révolutions par minute. Le minerai broyé tombe dans l'intérieur d'un cylindre creux incliné à l'horizon, dont l'enveloppe est une toile métallique en fer. Cette toile est maintenue par des barres longitudinales et des cercles placés de distance en distance. La substance entre par une des bases du tamis cylindrique; une partie traverse la toile, et une autre partie, moins ténue, est rejetée par la base inférieure.

Le nombre de trous de la toile métallique varie suivant la nature de la substance à écraser.

Cette machine reçoit le mouvement d'une roue à eau qui a 24 pieds de diamètre et 3 pieds dans œuvre, et prend l'eau à son sommet.

La roue dépense environ 2500 gallons d'eau par minute; le gallon est de 9 livres ½ : ainsi, la force calculée est 2500 × 9 livres ½, ou 23 750 livres élevées à 24 pieds par minute, ou 570 000 livres élevées à 1 pied; ce qui fait environ 17 chevaux ½ de vapeur.

On n'a pas pu nous dire quelle était la quantité de minerai écrasée pendant un certain temps. Il n'est pas probable, si l'on tient compte des frottemens de la machine à broyer, qu'il y ait plus de la moitié de la force calculée utilisée.

Conclusion.

On voit que le procédé de lavage de Pembroke, pour les minerais de cuivre, diffère de celui qu'on a donné précédemment, pour l'emploi de la machine à broyer, bien supérieur à celui des battes.

A la mine de Poldice, on suit la même méthode; mais on se sert encore de battes.

Nous aurons occasion, en parlant dans un autre article de la préparation des minerais de plomb, de revenir sur la machine à broyer, qui commence à se répandre beaucoup en Angleterre; elle semble susceptible d'être également employée avec avantage en France et en Allemagne.

III. TRAITEMENT DU MINERAI DE CUIVRE DANS LE SUD DU PAYS DE GALLES.

Le Cornouailles étant dépourvu de houille, tout le minerai de cuivre que produit ce comté est envoyé, pour y être fondu, dans la partie sud du pays de Galles qui possède des houillères très abondantes. Ce transport du minerai est moins coûteux que ne le serait celui du combustible, et

ce qui diminue encore beaucoup ces frais de transport, c'est que les vaisseaux qui portent de la houille dans le Cornouailles, soit pour les usages domestiques, soit pour alimenter les machines à vapeur ou les fonderies d'étain, servent à leur retour au transport du minerai de cuivre.

Il existe quinze à vingt usines à cuivre (1) dans le sud du pays de Galles : elles sont en général situées le long de la côte, depuis Swansea jusqu'un peu au-dessus de Neath ; mais ces deux villes sont les deux centres autour desquels sont groupés la plupart de ces établissemens. Leur proximité de la mer, et leur position sur les rivières navigables de Swansea et de Neath, rendent très économique leur approvisionnement, ainsi que l'expédition de leurs produits.

Outre ces usines du sud du pays de Galles, on fond encore le cuivre dans l'île d'Anglesey, et à Whiston, près de Kingley, dans le Staffordshire. La fonderie de l'île d'Anglesey a chômé pendant long-temps ; les travaux n'ont été remis en activité que depuis quelques années.

La concentration des usines sur un même point a fait adopter une méthode assez uniforme ; et a puissamment contribué au perfectionnement du travail du cuivre.

Cette méthode consiste en une suite de gril-

(1) Nous joignons ici un tableau de la quantité de cuivre

lages, de fontes et de rôtissages exécutés sur les minerais et les mattes qui en proviennent. Avant

qui a été mise dans le commerce par les différentes compagnies, dans les années 1818 et 1822.

La tonne anglaise équivaut à 1015 kilogrammes.

	1818.		1822.	
	Tonn.	Kilogramm.	Tonnes.	Kilogrammes.
William Greenfell and company.	1,380	1,400,700	2,103	2,134,545
Vivian and sons and company	1,438	1,459,570	2,145	2,177,175
Daniel and company.	953	967,295	1,639	1,663,585
Birmingham company. . .	852	864,780	1,042	1,057,630
Crown company	810	822,150	1,257	1,275,855
Rose company..	692	702,380	98	99,470
Cornish company.	301	305,515	320	324,800
Bristish company.	394	399,910	»	»
Freeman and company. . .	374	379,610	504	511,560
Mine royal company.	198	200,970	616	625,240
English company.	140	142,100	»	»
Brass wire company.	93	94,395	»	»
Fox Villiams and company.	»	»	580	588,700
Anglesey compy	570	578,550	738	749,070
TOTAUX. . .	8195	8,317,925	11,042	11,207,630

d'entrer dans les détails de ces différentes opérations, nous pensons qu'il est utile de donner la description des fourneaux dans lesquels on les exécute.

Fourneaux employés.

Ces fourneaux sont à réverbère; ils varient dans leurs dimensions et dans le nombre d'ouvertures dont ils sont percés, suivant les opérations auxquelles ils sont destinés.

Ils sont de cinq espèces :

1°. Fourneau de grillage (*calcining furnace* ou *calciner*);

2°. Fourneau de fusion (*melting furnace*);

3°. Fourneau de raffinage (*roasting furnace* ou *roaster*);

4°. Fourneau de raffinage (*refining furnace*);

5°. Fourneau de chaufferie.

1°. *Fourneau de grillage.* (Pl. XI, fig. 4, 5 et 6).

Le plan de ce fourneau présente deux rectangles. Le premier comprend le fourneau proprement dit; le second qui semble être une appendice, renferme la chauffe.

Ces fourneaux reposent sur une arche dans laquelle on fait tomber le minerai grillé; ils sont entièrement construits en briques, et pour qu'ils puissent résister à l'action de la chaleur, ils sont

armés en fer, ainsi qu'on le voit dans l'élévation, fig. 4. Pl. XI.

La sole présente à peu près la forme d'une ellipse tronquée aux deux extrémités de son grand axe; elle est horizontale, construite en briques infusibles placées de champ, et pouvant se défaire et se séparer sans altérer la voûte sur laquelle elle repose. Elle est percée de trous *a* (fig. 6), placés au-devant de chaque porte, et servant à faire tomber le minerai grillé dans l'arche.

Les dimensions de la sole varient de $5^m,20$ à $5^m,80$ (17 à 19 pieds anglais) en longueur, et de $4^m,09$ (14 à 16 pieds) en largeur.

Le foyer varie de $1^m,40$ à $1^m,55$ (4 pieds et demi à 5 pieds) dans un sens, sur 0,92 dans l'autre (3 pieds).

Le mur, ou pont de la chauffe qui sépare le foyer de la sole du fourneau, a $0^m,61$ d'épaisseur (2 pieds). Dans l'usine de M. Vivian, le mur est traversé par un canal longitudinal, qui est en communication à ses deux extrémités avec l'air extérieur; et qui l'amène sur la sole du fourneau. Nous indiquerons cette disposition d'une manière plus détaillée en décrivant le fourneau de rôtissage.

La voûte du fourneau s'abaisse depuis le pont de la chauffe jusqu'à la cheminée; sa hauteur au-dessus de la sole est de $0^m,65$ au premier point, et de $0^m,20$ à $0^m,30$ au second.

Ces fourneaux ont quatre ou cinq portes : une

pour la chauffe, et trois ou quatre pour le travail; lorsqu'il y en a trois, deux sont placées sur une face longitudinale, et la troisième sur l'autre. Dans l'autre cas, il existe deux portes sur chaque côté, placées en regard les unes des autres. Ces ouvertures ont $0^m,30$ de côté; leurs contours sont en fonte.

La cheminée est placée à l'angle du fourneau, ce qui exige qu'il y ait un tuyau incliné qui la mette en communication avec le fourneau. Elle peut avoir de $6^m,50$ à 8^m de hauteur.

Pour charger le minerai, il existe ordinairement à la partie supérieure de la voûte du fourneau deux trémies placées vis-à-vis des portes; elles sont composées de quatre plaques de fer, et sont supportées par des châssis en fer; elles ont les dimensions correspondantes aux volumes des charges. Au-dessous de chaque trémie, la voûte est percée d'un trou, qui permet au minerai de descendre sur la sole.

Ces fourneaux servent au grillage du minerai et au grillage des mattes, on emploie des fourneaux à deux étages : dans ce cas, leurs dimensions sont un peu moindres que celles des fourneaux ci-dessus décrits. Deux portes correspondent à chaque sole, et pour que les ouvriers puissent travailler à l'étage supérieur, on a pratiqué un pont mobile en bois.

2°. *Fourneau de fusion.* (Pl. XI, fig. 7 et 8.)

La forme de la sole est également ellipsoïdale; mais leurs dimensions sont plus petites que celles des fourneaux de grillage. La longueur n'excède pas $3^m,37$ à $3^m,42$ (11 pieds à 11 pieds ½ anglais) et leur largeur varie de 2^m30 à $2^m,45$ (7 ½ à 8 pieds anglais).

Le pont de la chauffe est également un mur en brique, de $0^m,61$ d'épaisseur. La chauffe est en proportion plus grande que dans les fourneaux de grillage, les dimensions étant de $1^m,07$ à $1^m,22$ (3 pieds ½ à 4 pieds) de long sur $0^m,92$ à $1^m,07$ de large (3 pieds à 3 pieds ½ anglais). On donne à la chauffe cette proportion, parce qu'il est nécessaire de produire une assez haute température pour fondre le minerai : c'est aussi pour cette raison que ces fourneaux sont percés d'un petit nombre d'ouvertures.

Il n'en existe ordinairement que trois : une pour la chauffe; une seconde sur le côté, qui est presque toujours fermée; elle ne sert que dans le cas où l'on voudrait arracher des matières attachées sur la sole, ou lorsqu'on veut entrer dans le fourneau pour le réparer; enfin, la troisième porte, placée sur le devant du fourneau, au-dessous de la cheminée, est appelée porte du travail : c'est par cette ouverture qu'on retire les scories, qu'on brasse les matières fondues, etc.

La sole est faite de sable infusible; elle est légèrement inclinée vers la porte de côté pour faciliter la sortie du métal. Au-dessus de cette porte, il existe dans la paroi du fourneau un trou (fig. 8) destiné à faire couler le métal. Un canal en fer *O* le conduit dans une fosse *P*, au fond de laquelle existe un récipient en fonte, qui peut s'enlever au moyen d'une grue. La fosse est remplie d'eau; le métal, en y tombant, se divise en grenailles qui se rassemblent dans le récipient.

Ces fourneaux sont surmontés d'une trémie.

Fourneaux de fonte et de grillage à trois étages.

Quelquefois, les fourneaux de fonte sont en même temps fourneaux de grillage. Nous en avons vu près de Swansea qui servaient à ce double usage; ils sont composés de trois étages *a*, *b*, *c* (fig. 9).

L'étage *a* est destiné à la fonte du minerai grillé; les deux autres, *b* et *c*, au grillage. La chaleur étant moins forte sur la sole supérieure *c*, le minerai s'y dessèche et commence à se griller; l'opération se termine sur le second plan *b*.

Des trous carrés *d*, pratiqués dans les soles *b* et *c*, les mettant en communication entre elles et avec l'inférieure *a*, ces trous sont tenus fermés pendant l'opération, au moyen d'une plaque de tôle qu'on place à volonté.

Les soles *b* et *c* sont faites en briques; elles sont horizontales à leurs parties supérieures et légèrement voûtées en dessous; leur épaisseur est celle de deux briques, $0^m,30$; leurs dimensions

sont plus grandes que celles de la sole inférieure; elles se prolongent au-dessus de la chauffe.

Aux étages destinés au grillage, le fourneau présente deux portes sur un des côtés. A l'étage inférieur, il y en a également deux; mais elles sont disposées différemment : la première, sur le devant du fourneau, sert à retirer les scories, à brasser le métal, etc., et l'autre, sur le côté, est destinée à la réparation du fourneau : c'est au-dessous de cette porte qu'existe le trou de la coulée; il communique, au moyen d'un canal en fonte, à une fosse remplie d'eau.

Les dimensions de ce fourneau en largeur et en longueur sont sensiblement les mêmes que celles du fourneau de fusion décrit ci-dessus; la hauteur est à peu près de 4 mètres.

On charge au moyen de deux trémies.

3°. *Fourneau de rôtissage.*

Les fourneaux employés dans cette opération sont en général analogues à ceux de grillage; mais dans l'usine de Hafod, dont MM. Vivian sont les propriétaires, ces fourneaux présentent une construction particulière, qui a pour but d'introduire un courant d'air continu sur le métal, de manière à faciliter l'oxidation. Ce procédé est dû à M. Sheffield, qui en a cédé la patente à MM. Vivian.

L'admission de l'air a lieu par un canal pratiqué au milieu du pont de la chauffe (fig. 10, Pl. XII),

dans le sens de sa longueur; il communique avec l'air extérieur par ses deux extrémités *a* et *a'*; des trous carrés *b*, pratiqués à angle droit avec ce canal, introduisent l'air dans le fourneau.

Cette construction très simple produit un effet puissant dans l'exécution du rôtissage. Non-seulement elle favorise l'oxidation des métaux, mais elle a aussi l'avantage de brûler la fumée, et d'aider le dégagement du soufre; en tenant le pont froid, elle donne au fourneau une température plus uniforme.

4°. *Fourneau de raffinage.*

Dans ces fourneaux, analogues à ceux de fusion, l'inclinaison de la sole a lieu vers la porte du devant, au lieu d'être sur le côté : cette différence tient à ce que, dans le fourneau de raffinage, le cuivre se rassemble dans un creux pratiqué dans la sole, vers la porte du devant, d'où on le puise avec des poches, tandis que, dans les fourneaux de fusion, le métal coule par une ouverture placée sur le côté. La sole est faite en sable; la voûte du fourneau de raffinage doit être plus élevée que celle du fourneau de fusion : la hauteur varie entre $0^m,80$ à 1^m. Si la voûte était trop surbaissée, il pourrait se former à la surface du métal une couche d'oxide très nuisible à la qualité du cuivre : dans ce cas, lorsqu'on coule le métal, sa surface se fige et se crevasse; le cuivre fondu, qui est au-des-

sous, se répand à la partie supérieure : cet accident, qu'on exprime en disant que le cuivre monte, empêche qu'on puisse le laminer. On est obligé de lui faire subir un nouveau raffinage, et il est nécessaire, dans ce cas, d'y ajouter du plomb pour dissoudre l'oxide de cuivre : c'est à peu près le seul cas où l'addition de plomb soit utile dans le raffinage (1).

La porte de côté est très large; elle se ferme au moyen d'un contre-poids. Cette porte étant presque toujours ouverte pendant le raffinage du cuivre, la chaleur est plus forte sur le devant du fourneau.

5°. *Fourneaux de chaufferie.*

Ces fourneaux, destinés à chauffer les lingots de cuivre qui doivent être laminés et les feuilles de cuivre, sont beaucoup plus longs que larges. Leur sole est horizontale, la voûte peu surbaissée; ils n'ont qu'une porte, qui est placée sur le côté, et qui tient presque toute la largeur du fourneau; cette porte s'élève, au moyen d'un contre-poids,

(1) Lorsque le cuivre que l'on raffine est mélangé de métaux étrangers, surtout d'étain, comme serait celui qu'on a retiré du métal des cloches, on doit employer des fourneaux très larges, afin que le bain métallique présente une grande surface à l'action oxidante de l'air, et que son épaisseur soit peu considérable.

de la même manière que dans les fourneaux employés à la fabrication de la tôle.

Série d'opérations que subit le minerai.

Les minerais fondus dans les usines du pays de Galles sont des pyrites cuivreuses plus ou moins mélangées de gangue.

Ces pyrites sont composées de proportions sensiblement égales de sulfure de cuivre et de sulfure de fer.

Les substances terreuses qui accompagnent ces pyrites sont le plus ordinairement siliceuses ; cependant, dans quelques mines, le dépôt métallifère est mélangé d'argile ou de chaux fluatée. A ces substances, dont la réunion est assez constante, on doit ajouter l'étain et les pyrites arsenicales qui se trouvent accidentellement avec le cuivre ; quoique ces métaux ne soient pas chimiquement combinés, cependant il est impossible de les séparer entièrement par la préparation mécanique.

D'après cela, on voit que les parties constituantes du minerai préparé pour la fonte, sont :

Du cuivre,
Du fer,
Du soufre,
De l'étain, } dans quelques cas,
De l'arsenic, }
et des matières terreuses.

On mélange les différents minerais de manière que la teneur moyenne soit de 8 ½ pour 100.

Le procédé employé dans les usines consiste en une alternative de grillages et de fontes (1).

Dans l'opération du grillage, les substances volatiles se dégagent en grande partie à l'état de gaz, tandis que les métaux qui ont une grande affinité pour l'oxigène passent à l'état d'oxides. Dans la fusion, les substances terreuses se combinent avec ces oxides, et forment des scories, qui se portent à la surface du bain métallique.

Ces grillages et ces fontes ont lieu dans l'ordre suivant :

1°. grillage du minerai (*calcination of the ore*) (page 440).

2°. Fonte du minerai grillé (*melting of the calcined ore*), (page 442).

3°. Grillage de la matte ou du métal brut (*calcination of the coarse metal*), (page 446).

4°. Fonte de la matte grillée (*melting of the calcined coarse metal*) (page 446).

5°. Grillage de la seconde matte ou métal fin, produit de la quatrième opération (*calcination of the fine metal*), (page 449).

---

(1) Une grande partie des détails que nous allons donner sur ces opérations, sont extraits d'un mémoire sur le travail métallurgique du cuivre, publié en 1823 dans les *Annales de Philosophie*, par M. John Vivian, l'un des propriétaires de l'usine de Hafod.

6°. Fonte de la deuxième matte grillée (*melting of the calcined fine metal*) (page 450).

7°. Rôtissage du cuivre noir ou cuivre brut, produit de la sixième opération (*roasting of the coarse copper*) (page 450).

Dans quelques usines, le rôtissage se répète quatre fois. Nous décrirons cette opération à part : dans ce cas, on fait un grillage et une fonte de moins.

Dans l'usine de Hafod, on a trouvé moyen de supprimer aussi un grillage et une fonte, sans pour cela être obligé d'augmenter le nombre des rôtissages.

8°. Raffinage du cuivre (*refining or toughening*) (page 452).

Outre ces opérations qui composent le traitement du cuivre proprement dit, on en exécute souvent deux autres, dans lesquelles on ne fond que des scories. Nous les désignerons par *a* et *b*.

a. Refonte de la portion des scories de la deuxième opération, qui contiennent des grenailles métalliques (page 445).

b. Fonte particulière des scories de la quatrième opération. Cette fonte, qui a pour but de concentrer le cuivre que contiennent les scories, ne s'exécute pas dans toutes les usines (page 449).

PREMIÈRE OPÉRATION. — *Grillage du minerai* (calcination of the ore).

Les différens minerais, à leur arrivée du Cornouailles et des autres contrées d'où on les tire, sont déchargés dans des cours contiguës à l'usine, une cargaison l'une sur l'autre, de telle sorte qu'en ayant soin de prendre de plusieurs couches à la fois, on a un mélange sensiblement uniforme des minerais de tout le comté; ce qui est très nécessaire dans une fonderie, parce que les minerais étant de qualités diverses et de teneurs différentes, ils agissent les uns sur les autres comme flux. Un mélange soigneusement calculé d'après leur composition chimique, serait préférable; mais ce moyen, qu'il est très rare de pouvoir employer en grand, est impraticable dans cette localité, parce que l'on n'a pas constamment assez de minerai d'une même espèce.

Le minerai est transporté à la fonderie, dans des mesures en bois, contenant chacune 1 quintal: les ouvriers chargés de la calcination portent le minerai dans les trémies du fourneau de grillage, d'où ils tombent sur la sole; les ouvriers l'étendent uniformément sur la surface, au moyen de râbles en fer. La charge que l'on met dans ces fourneaux est de 3 tonnes à 3 tonnes $\frac{1}{2}$ (3045 à 3552 kilogrammes).

On met le feu et on l'augmente graduellement,

de façon qu'à la fin de l'opération la température soit aussi forte que le minerai peut la supporter sans se fondre ou sans s'agglutiner. Pour prévenir l'agglutination, et pour aider le dégagement du soufre, on renouvelle les surfaces, en remuant fréquemment le minerai (d'heure en heure). Au bout de douze heures, le grillage est ordinairement terminé : on fait alors tomber le minerai dans l'arche qui existe sous la sole du fourneau; au moyen de trous qui sont devant les portes. Lorsque le minerai est assez froid pour être remué, on le retire de l'arche, et on le porte sur le tas du minerai grillé.

Le minerai, dans cette opération, ne change pas sensiblement de poids, ayant gagné en oxigène à peu près ce qu'il a perdu en soufre et en arsenic.

Si le grillage a été bien exécuté, le minerai est en poudre noire. Cette couleur est due à une portion du fer qui s'est oxidée.

La quantité de fer qui a passé à l'état d'oxide dans ce premier grillage, n'est qu'une faible portion de celui qui est contenu dans le minerai.

Le soufre qui s'est dégagé du minerai n'est pas à l'état de soufre pur, mais à celui d'acide sulfureux.

SECONDE OPÉRATION. — *Fonte du minerai grillé* (melting of the calcined ore).

Le minerai grillé est également donné aux fondeurs, dans des mesures contenant un quintal. Ils le versent dans des trémies, et après qu'il est tombé sur la sole, ils le répandent uniformément; ils baissent alors la porte, qu'ils lutent exactement.

Dans cette fonte, on ajoute à peu près 2 quintaux de scories provenant de la fonte de la matte grillée (page 446). Le but de cette addition est non-seulement de retirer le cuivre que peuvent contenir ces scories, mais surtout d'augmenter la fusibilité du mélange. Quelquefois aussi, lorsque la composition du minerai l'exige, on ajoute de la chaux, du sable et de la chaux fluatée. On se sert souvent de ce dernier fondant.

Le fourneau étant chargé, on met le feu, et le seul soin du fondeur est d'entretenir la température de manière à avoir une fusion parfaite; l'ouvrier relève alors la porte, et remue la masse liquide, pour compléter la séparation du métal (ou plutôt de la matte) et des scories, ainsi que pour empêcher les matières fondues de s'attacher sur la sole. Le fourneau étant prêt, c'est-à-dire la fusion étant parfaite, le fondeur fait sortir les scories par la porte de devant, en les retirant avec un râble. Quand la matte est ainsi débarrassée

des scories, on met une seconde charge de minerai grillé pour augmenter le bain métallique, on exécute la fonte de cette seconde charge comme celle de la première. On fait ainsi de nouvelles charges de minerai grillé, jusqu'à ce que la matte rassemblée sur la sole du fourneau parvienne au niveau de la porte; ce qui arrive ordinairement après la troisième charge. On ouvre alors le trou de la coulée; la matte se rend dans la fosse remplie d'eau, où elle se granule par son immersion : elle se rassemble dans le récipient qui occupe le fond de la fosse. La matte grenaillée est alors portée dans les magasins des mattes. L'oxidation dont se couvrent les grenailles par leur immersion dans l'eau, ne permet pas de distinguer la couleur propre de la matte ou métal brut (*coarse metal*); mais dans les morceaux qui tapissent le canal, on voit qu'elle est d'un gris d'acier. Sa cassure est compacte et son éclat métallique.

Les scories renferment souvent des grenailles métalliques; on les brise et on les trie avec soin.

Toutes les portions qui renferment quelques particules de métal sont refondues dans une opération accessoire.

Les scories qui ne contiennent pas de grenailles de cuivre sont rejetées; quelquefois elles sont moulées en briques très grosses en sortant du fourneau : elles sont alors employées dans des constructions.

Ces scories sont composées des parties terreuses contenues dans le minerai, et de quelques oxides métalliques qui se sont formés pendant l'opération. Elles sont noires, et le quartz qui y est resté en partie sans être fondu, leur donne l'apparence porphyrique (1).

Dans cette opération, le cuivre s'est concentré; une grande partie des matières avec lesquelles il était mélangé ou combiné, s'en est séparée. La matte granulée qui en provient contient en général 33 p. 100 de cuivre; elle est ainsi quatre fois aussi riche que le minerai, et sa masse est conséquemment diminuée dans la même proportion. Ses parties constituantes sont principalement du cuivre, du fer et du soufre.

Le point le plus important à atteindre dans la fonte qu'on vient de décrire, est de faire un mélange fusible des terres et des oxides, de façon que la matte de cuivre puisse, à raison de sa plus grande pesanteur spécifique, se rendre à la partie inférieure et se séparer exactement des scories. On atteint ce but au moyen des oxides métalliques que renferment les scories de la quatrième opéra-

(1) Ces scories, essayées avec le tiers de leur poids de borax, donnent 0,20 de fonte grise cassante; par la voie humide, on a trouvé qu'elles contiennent :

Silice et quartz.......	0,590
Oxide de cuivre.......	0,010
Oxide d'étain.........	0,007

tion (page 448), lesquelles font partie de la charge. Elles sont presque entièrement composées d'oxide noir de fer. Quand les minerais sont très difficiles à fondre, on ajoute à la charge une mesure de chaux fluatée (à peu près 50 kilogrammes); mais il faut faire cette addition avec précaution, pour ne pas augmenter la masse des scories.

Le travail marche jour et nuit. On passe communément cinq charges en vingt-quatre heures; mais quand toutes les circonstances sont favorables, c'est-à-dire lorsque le minerai est fusible, que le charbon est de première qualité, et que le fourneau est en bon état, etc., on fait même jusqu'à six charges par jour.

La charge est d'une tonne $\frac{1}{2}$ de minerai grillé (1522 kilogrammes), de façon qu'un fourneau de fusion correspond à peu près à un fourneau de grillage, ce dernier donnant 7000 kilogrammes de minerai grillé par vingt-quatre heures.

Les ouvriers sont payés à la tonne.

(a) Refonte des scories contenant des grenailles métalliques.

Lorsqu'on a recueilli de la fonte précédente une assez grande quantité de scories contenant des grenailles, on les fond séparément. Cette opération paraît avoir exclusivement pour but de séparer ces grenailles des scories dans lesquelles elles sont engagées. Elle donne un métal analogue à

celui qu'on a obtenu dans la première fonte, auquel on le réunit, et en outre des scories qui sont rejetées. Ces scories sont visqueuses et tenaces; cependant le cuivre s'en sépare avec facilité.

TROISIÈME OPÉRATION. — *Grillage de la matte ou du métal brut* (calcination of the coarse metal).

Le but de cette opération est principalement d'oxider le fer, oxidation qui est plus facile à exécuter que dans le premier grillage, parce que ce métal est dégagé des substances terreuses qui le garantissaient de l'action de l'air.

Ce grillage s'exécute dans le fourneau, fig. 4, 5 et 6, Pl. XII, exactement de la même manière que celui du minerai. On remue continuellement le métal, pour exposer toutes ces surfaces à l'action de l'air chaud et pour empêcher l'agglutination. L'opération dure 24 heures : dans les six premières, le feu doit être très modéré, ensuite on l'augmente graduellement jusqu'à la fin du grillage.

La charge est, comme au premier grillage, de trois tonnes à trois tonnes et demie (3045 à 3552 kilogrammes).

QUATRIÈME OPÉRATION. — *Fonte de la matte grillée* (melting of the calcined coarse metal).

Dans la fonte de cette première matte grillée, on ajoute des scories des dernières opérations,

très riches en oxides de cuivre, et quelques débris de sole qui en sont également imprégnés. La proportion de ces substances varie suivant la qualité de la matte grillée.

Dans cette seconde fonte, l'oxide de cuivre contenu dans les scories est réduit par l'affinité du soufre, dont une partie passe à l'état d'acide, tandis que l'autre forme un sulfure avec le cuivre devenu libre. Ordinairement, la matte contient une quantité suffisante de soufre pour réduire complétement l'oxide de cuivre : dans le cas contraire, ce qui arrive si le grillage de la matte a été poussé trop loin, on ajoute une petite quantité de matte non grillée, qui, en fournissant du soufre, diminue la richesse des scories et en facilite la fusion.

On enlève les scories par la porte de devant, en les tirant avec un râble. Elles ont une grande pesanteur spécifique; elles sont brillantes d'un éclat métallique, très cristallines, et présentent dans les cavités des cristaux analogues à ceux du pyroxène (1); elles se cassent facilement et les

(1) Ces scories sont semblables aux scories de forge; elles contiennent environ la moitié de leur poids de silice, le tiers de protoxide de fer, un demi-centième de cuivre et une quantité un peu plus grande d'étain; le reste se compose de chaux, d'alumine et de magnésie; la perte dans l'opération est donc presque nulle, et l'on peut regarder ce travail comme bien combiné, du moins relativement à la production du cuivre.

fragments en sont très aigus. Elles ne contiennent pas de grenailles métalliques dans l'intérieur; mais il arrive souvent qu'à cause du peu d'épaisseur de la couche de scories, celles-ci entraînent quelques particules de métal avec elles lorsqu'on les retire.

Ces scories, comme on l'a déjà indiqué à la fonte du minerai grillé (page 444), sont en général fondues avec lui. Cependant, dans quelques cas, on en fait une fonte particulière : c'est celle que nous avons désignée par la lettre *b* dans le tableau général des opérations (page 439).

La matte que l'on obtient dans cette seconde fonte, est ou coulée dans l'eau, comme la première, ou moulée en saumons, suivant le mode de traitement qu'on veut lui faire subir. Cette matte, appelée *métal fin* (fine metal) lorsqu'elle est grenaillée, et *métal bleu* (bleu metal) lorsqu'elle est en saumons, est d'un gris clair, compacte, et bleuâtre à la surface.

On recueille cette matte sous le premier état lorsqu'elle doit être grillée de nouveau, et sous le second, lorsqu'elle doit subir immédiatement l'opération du rôtissage.

Sa teneur est environ de 60 pour 100 de cuivre.

Cette opération dure de cinq à six heures. La charge est d'une tonne (1015 kilogrammes).

(*b*) *Fonte particulière des scories de la quatrième opération.*

En refondant ces scories, on a pour but d'obtenir le cuivre qu'elles contiennent. Pour effectuer cette fonte, on mélange les scories avec de la houille en poudre ou d'autres matières charbonneuses.

Le cuivre et plusieurs autres métaux se désoxident, et donnent un alliage blanc et cassant. Les scories qui proviennent de cette fonte sont en partie employées à la première fonte et en partie rejetées. Elles sont cristallines, et présentent souvent dans les cavités des cristaux, qui paraissent appartenir au bisilicate de fer. Elles ont un éclat métallique, et se cassent en fragments très aigus.

Le métal blanc est refondu, puis réuni à celui que produit la seconde fonte (page 446).

CINQUIÈME OPÉRATION. — *Grillage de la seconde matte, ou métal fin* (calcination of the fine metal).

Ce grillage est exécuté précisément de la même manière que celui de la première matte. Il dure vingt-quatre heures; la charge est ordinairement de 3 tonnes (3045 kilogrammes).

SIXIÈME OPÉRATION. — *Fonte de la seconde matte grillée* (melting of the calcined fine metal).

Cette fonte est conduite comme celle de la première matte (page 446). Le cuivre noir ou *cuivre brut* (coarse copper) qu'elle produit, contient de 70 à 80 p. 100 de métal pur; il est coulé en lingots pour subir l'opération du *rôtissage*.

Les scories sont riches en cuivre; elles sont ajoutées à la fonte de la matte grillée (page 446).

Nota. Dans l'usine de Hafod, près de Swansea, appartenant à MM. Vivian et fils, on a supprimé depuis peu de temps la cinquième et la sixième opération. La seconde matte est coulée en saumons, sous le nom de *métal bleu*, pour être immédiatement soumise au rôtissage.

La disposition du canal *aa'* (fig. 10), qui amène un courant d'air continu sur la sole du fourneau, accélère et facilite le grillage de la matte; cet avantage a permis de simplifier le traitement en diminuant le nombre de grillages.

SEPTIÈME OPÉRATION. — *Rôtissage du cuivre noir ou cuivre brut, produit de la sixième opération* (roasting of the coarse copper).

Le but principal de cette opération est une oxidation; elle s'exécute, soit dans un fourneau de rôtissage ordinaire, soit dans celui que nous

avons indiqué fig. 10, qui admet un courant d'air continu.

Les saumons de métal provenant de la fonte précédente, sont exposés sur la sole du fourneau à l'action de l'air, qui oxide le fer et les autres métaux étrangers dont le cuivre est encore souillé.

La durée du rôtissage varie de douze heures à vingt-quatre, suivant le degré de pureté du cuivre brut. La température doit être graduée, afin que l'oxidation ait le temps de s'effectuer, et que les substances volatiles que le cuivre peut encore renfermer s'échappent à l'état de gaz. La fusion du métal ne doit avoir lieu que sur la fin de l'opération.

La charge varie d'une tonne $\frac{1}{4}$ à une tonne $\frac{1}{2}$ (1269 à 1522 kilogrammes). Le métal obtenu est coulé dans des moules de sable. Il est couvert d'ampoules noires, comme l'acier de cémentation; ce qui lui a fait donner le nom de *cuivre avec ampoules* (blistered copper). Dans l'intérieur de ces saumons, le cuivre présente une contexture poreuse, occasionée par l'ébullition que produisent les gaz qui s'échappent pendant le moulage. Le cuivre étant alors presque entièrement purgé du soufre, du fer et des autres substances avec lesquelles il était combiné, est dans un état propre à être raffiné. Cette opération donne quelques scories; elles sont très lourdes, et contiennent une grande quantité d'oxide de cuivre, et souvent même du cuivre métallique.

Ces scories, ainsi que celles de la troisième fonte et du raffinage, sont ajoutées à la seconde fonte. (*Voyez* ci-dessus, page 446.)

Dans quelques usines, pour amener le métal à l'état où il doit être avant le raffinage, on répète plusieurs fois le rôtissage sur le *métal bleu*. Nous indiquerons plus tard cette modification du traitement.

HUITIÈME OPÉRATION. — *Raffinage du cuivre* (refining or thoughening).

On charge les saumons de cuivre destinés à être raffinés sur la sole du fourneau de raffinage, par la porte de côté. On commence à donner une chaleur modérée pour achever le rôtissage, ou l'oxidation, dans le cas où cette opération n'aurait pas été poussée assez loin. On augmente le feu peu à peu, de façon qu'au bout de six heures, le cuivre commence à couler. Lorsque tout le métal est fondu, et que la chaleur est assez forte, l'ouvrier soulève la porte de devant, et retire, avec un râble, le peu de scories qui recouvrent le bain de cuivre. Elles sont rouges, lamelleuses, très pesantes, et ressemblent beaucoup à du cuivre oxidulé.

Le raffineur prend alors un essai avec une petite cuillère, et le casse dans un étau, pour voir l'état du cuivre. D'après l'apparence de l'essai, l'aspect du bain, l'état du feu, etc., il juge si l'on peut

procéder au raffinage (*thoughening*), et quelle est la quantité de perches de bois et de charbon de bois qu'on doit ajouter pour rendre le cuivre malléable, ou, suivant le langage des ouvriers, pour lui faire acquérir la *viscosité convenable* (proper pitch). Lorsqu'on commence l'opération du raffinage, le cuivre est cassant, *sec* (dry); il est d'un rouge foncé, s'approchant du pourpre; son grain est assez gros, *peu serré* (open), un peu cristallin.

Pour exécuter le raffinage, on recouvre la surface du métal avec du charbon de bois, et l'on remue avec une perche de bois de bouleau. Les gaz qui s'échappent du bois occasionent une vive effervescence. On ajoute de temps en temps du charbon de bois, de façon que la surface du métal en soit toujours recouverte, et l'on remue continuellement avec les perches, jusqu'à ce que l'opération du raffinage soit terminée, ce qui est indiqué par les essais successifs que l'on prend. Le grain du cuivre devient de plus en plus fin, et sa couleur s'éclaircit graduellement. Lorsque le grain est extrêmement fin (fermé, *closed*), que les essais, coupés à moitié et cassés, présentent une cassure soyeuse, et que le cuivre est d'un beau rouge clair, l'affineur regarde l'opération comme terminée; mais il s'assure encore davantage de la pureté du cuivre, en essayant sa malléabilité. Pour cela, il prend un essai dans sa petite cuillère, et le verse dans un moule. Lorsque le cuivre

est solidifié, mais encore rouge, il le forge. S'il est doux sous le marteau, s'il ne se déchire pas sur les bords, l'affineur est satisfait de sa ductilité, et il dit qu'il est dans son *état convenable* (its proper state) : il ordonne aux ouvriers de mouler; ils puisent alors le cuivre dans le fourneau, au moyen de grandes cuillères de fer enduites d'argile, et ils le versent dans des moules ou lingotières de la grandeur déterminée par les besoins du commerce. Les dimensions ordinaires des lingots sont de 12 pouces de large sur 18 de long, et 2 à 2 $\frac{1}{2}$ d'épaisseur.

Durée du raffinage.

La durée totale du raffinage est de vingt heures. Dans les six premières, le métal s'échauffe et éprouve une espèce de rôtissage; au bout de ce temps, il fond. Il reste quatre heures avant d'atteindre le point où l'on commence le *raffinage proprement dit;* cette dernière partie de l'opération dure environ quatre heures. Enfin, il faut six heures pour charger les lingots, mouler le métal, et laisser refroidir le fourneau.

La charge du cuivre dans le fourneau de raffinage dépend des dimensions du fourneau. Dans l'usine de Hafod, l'une des plus importantes de cette contrée, la charge varie de 3 tonnes à 5 (3045 à 5075 kilogrammes). La quantité de cuivre pur qu'on y fabrique par semaine, est de 40 à 50 tonnes (de 40 600 à 50 750 kilogrammes).

Consommation.

La consommation de charbon est de 15 à 18 parties de houille pour 1 partie de cuivre raffiné en

lingots. Nous n'avons pu connaître la dépense à chaque fourneau.

Lorsque le cuivre présente des difficultés au raffinage, on y ajoute quelques livres de plomb. Ce métal, par la facilité avec laquelle il se scorifie, agit comme purifiant, en aidant l'oxidation du fer et des autres métaux qui peuvent rester dans le cuivre. Le plomb doit être ajouté immédiatement après que l'on a ôté la porte pour écumer. On doit brasser continuellement le cuivre, pour exposer la plus grande surface possible à l'action de l'air, afin de produire l'entière oxidation du plomb : car la plus petite quantité de ce métal alliée au cuivre, le rend difficile à se découvrir quand on le lamine; c'est-à-dire que l'écaille d'oxide ne se détache pas nettement de la surface des feuilles.

Addition de plomb : dans quel cas.

L'opération du raffinage du cuivre est délicate, et exige de la part des ouvriers un grand soin et beaucoup d'attention pour maintenir le métal dans son état de ductilité. Sa surface doit être entièrement couverte de charbon de bois : sans cette précaution, l'affinage du cuivre pourrait *rétrograder* (*go back*), dans l'intervalle assez long (1)

Précautions qu'exige le raffinage.

---

(1) On est dans l'habitude de couler le cuivre en lingots peu épais, il faudrait donc avoir un grand nombre de lingotières pour mouler tout le cuivre à la fois. On supplée à ce nombre, en versant des couches successives de cuivre

qui s'écoule pendant le moulage; lorsque cet accident arrive, on doit remuer de nouveau avec la perche de bois.

Un usage trop prolongé de la perche de bois donne naissance à un autre accident très remarquable. Le cuivre est devenu plus fragile qu'il ne l'était avant qu'on commençât le raffinage, c'est-à-dire lorsqu'il était *sec* (*dry*). Sa couleur est alors d'un rouge jaunâtre très brillant, et sa cassure est fibreuse. Lorsque cette circonstance se présente, ce que les ouvriers appellent avoir *outre-passé l'affinage* (*gone too far*), l'affineur enlève le charbon de bois de dessus la surface du métal; il ouvre la porte de côté, pour exposer le cuivre à l'action de l'air, qui reprend alors son état de malléabilité.

M. de Billy, qui a visité en 1834 les usines des environs de Swansea et de Neath, rapporte, dans un mémoire des *Annales des Mines*, tome V, 3e série, qu'on y employait des fourneaux semblables à ceux dont nous avons déjà parlé; mais les procédés sont un peu différens de ceux dont la description précède.

Procédé employé à Swansea et Neath. Dans ces usines, la matte provenant de la fonte

---

dans des lingotières profondes, et en attendant qu'une couche soit solidifiée avant d'en verser une seconde. Par ce moyen, les couches se séparent facilement, et donnent autant de lingots de cuivre qu'il y a de couches.

du minerai grillé, est coulée sur le sol de l'atelier. On la refond dans un fourneau semblable à celui de fonte du minerai; on enlève les scories et l'on coule la matte dans l'eau, où elle se réduit en grenaille.

Cette seconde matte est grillée, puis ensuite refondue; elle donne des scories et une matte que l'on coule en pains quadrangulaires aplatis.

Cette nouvelle matte, traitée dans un fourneau de fonte, où elle subit probablement un rôtissage, est fondue de nouveau, et donne un cuivre noir également coulé en pains quadrangulaires aplatis.

La dernière opération est le raffinage; elle se pratique dans un fourneau semblable à celui pour la fonte des mattes, et comprend probablement un second rôtissage, car elle dure vingt-quatre heures.

Dans le même mémoire, M. de Billy, décrivant le traitement des minerais de cuivre dans le sud du pays de Galles, donne un procédé qui diffère un peu de ceux déjà exposés.

Les fourneaux employés sont au nombre de quatre, savoir :

Description des fourneaux.

1°. Le fourneau à griller le minerai (*calcining furnace* ou *ore calciner*);

2°. Le fourneau à griller la matte (*calcining furnace* ou *metal calciner*);

3°. Le fourneau de fusion pour le minerai et pour la matte (*melting furnace*);

4°. Le fourneau de rôtissage et de raffinage (*refining furnace*).

Nous allons les décrire successivement :

1°. Les fourneaux de grillage pour le minerai (fig. 1, 2 et 3, Pl. XIII) sont des fours à réverbère dont la voûte peu élevée va en s'abaissant de la chauffe vers la cheminée ; au-dessus du centre de la sole, cette voûte a $0^m,50$ (1 pied 8 pouces anglais) de hauteur.

La sole a grossièrement la forme d'un quadrilatère dont les angles sont tronqués ; elle repose sur une voûte ; quatre trous circulaires percés au travers de la sole, établissent autant de communications entre cette voûte et l'intérieur du fourneau.

La chauffe est en dehors du massif du four de grillage, elle a $1^m,67$ (5 pieds 6 pouces) de long, sur $0^m,91$ (3 pieds) de large. Un autel de $0^m,45$ (1 pied 6 pouces) d'épaisseur la sépare de la sole.

La porte P est destinée au chargement du combustible ; une ouverture Q, de $0^m,68$ (2 pieds 3 pouces) de longueur, pour la sortie de la flamme et du courant d'air, existe du côté opposé à la chauffe ; elle communique par un canal quadrangulaire oblique R, avec la cheminée placée à l'un des angles du massif.

Quatre portes, placées deux à deux sur chacun des grands côtés du fourneau, servent au chargement et au travail ; elles ont de largeur $0^m,50$

(1 pied 8 pouces) à l'intérieur, et 0^{m},76 (2 pieds 6 pouces) à l'extérieur du fourneau.

Tout l'intérieur est en briques réfractaires; les briques de la sole sont posées de champ. Le dehors est également en briques et revêtu d'une armure en fer, pour donner plus de solidité.

2°. Le fourneau de grillage pour la matte (fig. 4) est construit comme le four à griller le minerai; mais les dimensions de la sole et les ouvertures des portes sont moindres que dans ce dernier.

3°. La chauffe du fourneau de fusion (fig. 7 et 8, Pl. XIV), a seulement 1^{m},52 (5 pieds) de long, sur 0^{m},91 (3 pieds) de large; l'ouverture inférieure de la cheminée n'a que 0^{m},60 (2 pieds), les portes de travail que 0^{m},45 (1 pied 6 pouces) à l'intérieur. Ici la sole a une forme ellipsoïdale tronquée aux deux extrémités du grand axe, c'est-à-dire près de la chauffe et près de l'ouverture conduisant à la cheminée. On fait la sole avec le sable du bord de la mer, depuis qu'un ouvrier a remarqué qu'en jetant une pelletée de ce sable dans le fourneau sur la matière fondue, il obtenait une combinaison infusible à la température à laquelle l'opération est conduite. Autrefois la sole était faite en briques et se détériorait beaucoup. Elle est légèrement concave, ayant une faible inclinaison générale vers le trou de coulée. La chauffe, aussi large que celle du fourneau de grillage, est moins longue; elle a 0^{m},91 (3 pieds), sur 1^{m},22 (4 pieds);

elle est séparée de la sole par un autel de 0m,61 (2 pieds) d'épaisseur.

Ce fourneau a quatre portes : l'une pour la chauffe, une autre pour un des grands côtés; elle est destinée à la charge, et remplace la trémie, placée sur la voûte et représentée par la figure ; une troisième, du côté opposé à la chauffe, servant au travail; c'est par là que l'ouvrier brasse le métal et qu'il retire les scories.

La quatrième porte, moins grande que les autres, est sur le côté opposé à la porte de chargement, mais non pas à l'extrémité du petit axe. Auprès de cette dernière, la sole est percée du trou de coulée (*taper*), par lequel le métal fondu passe dans un conduit en fer, pour aller tomber dans une fosse pleine d'eau, creusée dans le sol de l'atelier (*the metal is taped into water*).

4°. Le fourneau de raffinage n'a que de légères différences avec le fourneau précédent, il n'a que trois portes, savoir : celle de la chauffe, une autre sur le côté pour le chargement, la troisième du côté de la cheminée, pour le travail de l'ouvrier et pour puiser le métal. La sole n'est point percée, elle est un peu concave, inclinant vers la porte de travail, pour permettre aux ouvriers de puiser le cuivre à la fin de l'opération.

La voûte est plus élevée que dans les fourneaux de fonte; elle a 0m,91 (3 pieds) au-dessus du centre de la sole : c'est afin d'empêcher le cuivre

de s'oxider par l'action d'un courant d'air trop resserré.

Le traitement des minerais de cuivre se réduit à des alternatives de grillages et de fontes : les premières ont pour but de chasser les substances volatiles et d'oxider les métaux étrangers ; par les fusions, les oxides produits se combinent avec les substances terreuses, et forment des scories pendant que le cuivre se concentre de plus en plus dans la partie métallique. Suite des opérations métallurgiques.

Ces différentes opérations se succèdent dans l'ordre suivant :

1°. Grillage du minerai (*calcining of the ore*);

2°. Fonte du minerai grillé (*melting of the ore*);

3°. Grillage de la matte (*calcining of the coarse metal*);

4°. Fonte de la matte (*melting of the coarse metal*);

5°. Grillage de la seconde matte (*calcining of the best metal*);

6°. Fonte de la deuxième matte grillée (*melting of the best metal*);

7°. Rôtissage du cuivre et raffinage (*roasting and refining*).

Les opérations se conduisent absolument de la même manière que dans le traitement qu'on a donné en premier lieu; seulement, les charges sont de 4 tonnes, au lieu de 3 à 3 $\frac{1}{2}$.

Les consommations en combustible sont : $\frac{1}{2}$ tonne de houille par tonne de matière chargée dans le

fourneau, pour les deux premières opérations. Elles vont en diminuant pour les autres.

Théorie de l'affinage.

M. John Vivian, auquel nous avons emprunté une grande partie de la description du travail du cuivre, explique d'une manière fort ingénieuse la théorie de l'affinage. « Ne pourrions-nous pas conclure, dit-il, 1° que le cuivre, lorsqu'il est à l'*état sec* avant le raffinage, est combiné avec une petite portion d'oxigène, ou bien qu'une certaine quantité d'oxide de cuivre est disséminée dans la masse, ou combinée avec elle, et que cette portion d'oxigène est chassée par l'action désoxidante du bois et du charbon, qui rend alors le métal malléable? 2° que, lorsque l'affinage est *outrepassé*, le cuivre est combiné avec une petite portion de charbon? Ainsi, de même que le fer, le cuivre serait cassant lorsqu'il serait combiné avec l'oxigène et le charbon, et il ne deviendrait malléable que lorsqu'il serait entièrement purgé de ces deux substances. »

Il est remarquable que le cuivre, dans l'*état sec*, a une action très forte sur le fer. En effet, les outils employés à remuer le métal liquide deviennent très luisants, comme ceux dont on se sert dans une forge de maréchal. Le fer de ces outils se consomme plus rapidement que lorsque le cuivre est parvenu à l'état de malléabilité. Le métal exige aussi, lorsqu'il est *sec*, plus de temps pour se solidifier, ou pour se refroidir, que lorsqu'il est raffiné, circonstance qui dépend probablement de

la différence de fusibilité du cuivre sous ces deux états, et qui semble indiquer, comme s'il s'agissait du fer, la présence de l'oxigène. Cet effet peut aussi être en partie produit par la différence de température du métal, la chaleur étant généralement plus forte au moment où l'on vient d'ôter la porte, et le cuivre à l'*état sec* étant à une plus haute température que lorsqu'il a été remué.

Lorsque le point de l'affinage est *outre-passé*, on observe une autre circonstance très remarquable : c'est que la surface du cuivre s'oxide plus difficilement, et qu'elle est plus brillante que de coutume; elle réfléchit les briques de la voûte du fourneau. Ce fait vient à l'appui de la conjecture déjà émise, que le métal est alors combiné avec une petite quantité de carbone. On conçoit, en effet, que l'oxigène de l'air se trouvant absorbé par le carbone, la surface du métal se trouve préservée.

Le cuivre, suivant les usages auxquels on le destine, est versé dans le commerce sous plusieurs formes. Celui qui doit être employé à la fabrication du laiton est granulé (1). Sous cet état, il

Différentes formes sous lesquelles le cuivre est livré au commerce.

(1) On fait maintenant en Angleterre le laiton directement avec du cuivre et du zinc métallique. On a reconnu qu'il y avait une beaucoup plus grande économie à extraire d'abord le zinc, puis à le combiner avec le cuivre, que de mélanger ce dernier métal avec la calamine. En France, on suit également ce procédé dans quelques usines; mais

Fabrication du laiton.

présente plus de surface à l'action du zinc ou de la calamine et s'y combine plus facilement. Pour opérer cette granulation, on verse le métal dans une grande cuillère percée de trous, et placée au-dessus d'une cuve remplie d'eau. L'eau doit être chaude ou froide, suivant la forme qu'on veut donner aux grains. Lorsque l'eau est chaude, on obtient des grains arrondis, analogues au

---

au lieu de granuler le cuivre, on le met généralement en fragmens. Il paraît que cette légère différence dans le traitement en apporte une considérable dans la qualité du laiton. Il est alors plus homogène, et ne présente pas de points durs, qui sont si nuisibles dans l'emploi de cet alliage.

Outre l'économie sous le rapport de la perte en zinc, la méthode de combiner directement les deux métaux présente encore d'autres avantages, savoir : d'exiger moins de temps et de consommer moins de combustible. En effet, quoiqu'on mélange le zinc à deux reprises, comme dans le procédé avec la calamine, attendu que si l'on mettait immédiatement tout le zinc nécessaire, il s'en volatiliserait une grande partie, néanmoins on ne fait pas deux opérations distinctes : quand le premier mélange de zinc et de cuivre est fondu, on ajoute dans les creusets des morceaux de zinc, de manière à obtenir la proportion nécessaire à un bon laiton.

Les fourneaux sont exactement les mêmes que ceux décrits dans l'excellent Mémoire de M. Berthier, sur la fabrication du laiton (*Annales des Mines*, vol. III, p. 345). Ils sont ronds et peuvent contenir huit pots.

Le laiton se fabrique principalement à Bristol et à Birmingham.

plomb de chasse : le cuivre, à cet état, s'appelle *cuivre en grains* ou *dragées* (*bean shot*). Quand le cuivre tombe dans de l'eau froide continuellement renouvelée, les grains sont irréguliers, minces et ramifiés; c'est le *cuivre en plumes* (*feathered shot*). Le *cuivre en grains* est celui qu'on emploie pour la fabrication du laiton.

On met aussi le cuivre en petits lingots, du poids d'environ 6 onces; ils sont destinés à être exportés aux Indes-Orientales : ils sont connus dans le commerce sous le nom de *cuivre du Japon* (*Japan copper*). Aussitôt que ces petits lingots sont solidifiés, on les jette encore rouges dans de l'eau froide. Cette immersion oxide légèrement la surface du cuivre, et lui donne une couleur d'un beau rouge.

Enfin le cuivre est quelquefois réduit en feuilles, soit pour le doublage des vaisseaux, soit pour tout autre usage. Peu d'usines exécutent le laminage; celle de Hafod (1), que nous avons déjà citée plu-

(1) L'usine de Hafod, située sur la rivière de Swansea, contient quatre-vingt-quatre fourneaux, un laminoir, une manufacture de clous de cuivre, et de différens autres objets, tant de cuivre que de laiton. Cet établissement possède une autre usine, située sur la même rivière, à environ 2 milles au-dessus, dans laquelle il existe une paire de cylindres pour laminer les feuilles à froid, une fenderie et deux marteaux : ces différens mécanismes sont mus par des roues hydrauliques.

Cet établissement est éclairé par le gas. La consomma-

sieurs fois, possède un puissant laminoir, composé de quatre paires de cylindres : il est mû par une machine à vapeur, dont le cylindre a 40 pouces de diamètre.

Laminage du cuivre. *Laminage du cuivre.*—Les laminoirs employés pour ce travail sont analogues à ceux en usage pour la fabrication de la tôle : ils varient suivant les dimensions des feuilles de cuivre que l'on se propose d'obtenir ; mais les cylindres ont ordinairement 5 pieds de long sur 15 pouces de diamètre ; ils sont pleins. Le supérieur peut se rapprocher de l'inférieur, au moyen d'une vis de pression, de façon qu'on resserre les cylindres à mesure que la feuille diminue d'épaisseur.

Les lingots de cuivre sont posés sur la sole d'un fourneau à réverbère, pour être chauffés. On les place les uns à côté des autres, et l'on en forme des piles en les disposant en croix, pour que l'air chaud les entoure de tous côtés. On ferme la porte, et l'on regarde de temps en temps si le cuivre est arrivé à la température nécessaire au laminage, qui est celle du rouge sombre.

---

tion par semaine, y compris la machine à vapeur, etc., est de 1400 à 1500 tonnes de houille (1 421 000 à 1 522 500 kilogrammes). Elle donne de l'emploi à près de mille individus, qui constituent, avec leur famille, une population de trois milles ames : elle produit un revenu de 400 à 500 livres sterling par an au port de Swansea, et donne lieu à une circulation de 1000 livres sterling par semaine dans le pays.

On passe alors le cuivre entre les cylindres; mais quoique ce métal soit très malléable, on ne peut pas réduire le lingot en feuilles sans le chauffer plusieurs fois, parce que le cuivre se refroidit, et qu'il acquiert, par la compression, une texture qui ne permet pas de continuer le laminage.

Ces chaudes successives s'exécutent dans le même fourneau que nous avons indiqué ci-dessus; cependant, quand les feuilles ont de très grandes dimensions, on emploie des fourneaux disposés différemment. Ils ont 12 à 15 pieds de long et 5 de large; la sole n'a que 3 pieds, et de chacun de ses côtés règne, dans toute sa longueur, une chauffe d'un pied de large. Ces chauffes sont séparées de la sole par de petits ponts de 2 à 3 pouces d'élévation. La voûte est légèrement courbe; elle est percée de plusieurs trous, par lesquels la fumée s'échappe dans une hotte qui surmonte le fourneau. Pour que la chaleur circule entre les feuilles qu'on place dans le fourneau, on met sur la sole deux bancs de fer parallèlement aux petits côtés, et les feuilles sont séparées entre elles par des rognures.

Le cuivre, par les chaudes et les laminages successifs qu'il a subis, s'est couvert d'une couche d'oxide, qui cache la couleur naturelle de sa surface, et en change les propriétés. Pour enlever cet oxide, on trempe les feuilles pendant quelques jours dans une fosse remplie d'urine, puis

on les expose sur la sole du fourneau de chauf-ferie. Il se forme de l'ammoniaque, qui réagit, et le cuivre se découvre. On frotte les feuilles avec un morceau de bois, puis on les trempe encore chaudes dans l'eau, pour faire tomber l'oxide; enfin, on les passe à froid sous des cylindres pour les redresser. Elles sont alors coupées carrément, après quoi elles sont prêtes à être livrées au commerce, soit pour l'exportation, soit pour la consommation intérieure.

Les déchets de cuivre que l'on obtient en ébarbant les feuilles, ainsi que les battitures ou oxides de cuivre, qui tombent des feuilles laminées, sont reportés à la raffinerie et refondus.

Traitement du cuivre, dans lequel l'opération du rôtissage est répétée quatre fois.

Traitement avec quatre rôtissages.

En décrivant l'opération du rôtissage, nous avons annoncé qu'il existait une méthode dans laquelle on amenait le cuivre au point nécessaire au raffinage par le moyen de quatre rôtissages; c'est dans l'usine appelée *Midle-bank Copper-works*, appartenant à M. Greenfell, qu'on emploie cette méthode. Le grillage présentant aussi quelques différences, à cause de la disposition des fourneaux, nous décrirons brièvement le procédé entier.

Grillage du minerai.

Le grillage du minerai s'exécute dans des fourneaux à trois étages, représentés fig. 9, Pl. XIV.

Le minerai chargé dans les trémies tombe sur la sole supérieure *c*. Un ouvrier l'y répand uniformément ; au bout de six heures de chauffe, on fait descendre le minerai sur la seconde sole *b*. Il est alors desséché et a éprouvé un commencement de grillage. Sur cette seconde sole, le grillage se termine. Cette seconde partie de l'opération dure également six heures, temps nécessaire pour fondre une charge ; quand le minerai est ainsi grillé, on le fait tomber sur la sole inférieure *a*, pour y être fondu.

Dans ce genre de fourneau, la température est plus haute que dans les fourneaux de grillage ordinaires : aussi les ouvriers doivent-ils apporter un grand soin pour empêcher le minerai de s'agglomérer.

Fonte du minerai grillé.

La fonte se conduit de la même manière que dans le procédé décrit page 446 ; on ajoute au minerai des scories provenant de la seconde fonte, de la chaux fluatée, de la chaux et du sable, suivant que la fusibilité du mélange l'exige. Elle donne de même pour produit, une matte contenant de 30 à 35 p. 100 de cuivre pur, et une scorie noire porphyrique. Les parties qui contiennent des grenailles sont refondues, la matte est grenaillée dans l'eau.

L'opération dure six heures. On charge 1 tonne (1015 kilogrammes) sur chaque sole, de façon qu'il y a constamment dans ce fourneau 2 tonnes de minerai qui subissent l'action du grillage, et

1 tonne de minerai grillé qui est soumise à la fonte.

Grillage de la matte.

Le grillage de la matte s'exécute dans un fourneau à deux étages, que nous avons indiqué en parlant des fourneaux (page 429).

La matte grenaillée éprouve un commencement de grillage sur le plan supérieur, et ce grillage est terminé sur l'étage inférieur.

On laisse la matte vingt-quatre heures sur chaque sole ; la charge est de 6 tonnes, 3 à chaque étage.

Fonte de la matte grillée.

La quatrième opération est une fonte analogue à la quatrième opération du traitement précédent. On ajoute à la matte grillée les scories provenant des différentes opérations postérieures.

La charge est d'une tonne ½ (1522 kilogrammes), et la durée de la fonte est de six heures.

La matte qui provient de cette fonte contient 60 p. 100 de cuivre ; elle est coulée en saumons (*pigs*) au lieu d'être grenaillée : c'est le métal bleu.

Rôtissages.

Cette matte subit quatre rôtissages successifs, qui forment les opérations 5, 6, 7 et 8 de cette méthode.

La durée de chacun de ces rôtissages est de ving-quatre heures, y compris le temps de refroidir et de charger le fourneau. Le métal est tenu rouge, sans fondre, pendant une partie de l'opération ; puis on augmente la température et l'on obtient une fusion parfaite. On remue alors avec des morceaux de bois, pour empêcher l'oxidation du métal.

Après avoir ainsi brassé la masse, on retire les scories par la porte de devant; puis on coule le métal en saumons.

La charge, dans ces rôtissages, varie de 2 tonnes ½ à 3 tonnes; on met moins de métal dans les premiers rôtissages que dans les derniers.

Ces rôtissages successifs donnent des cuivres noirs de plus en plus riches : celui qui est produit par le premier contient 70 p. 100 de cuivre; le second, de 75 à 80. Il est très caverneux, couvert d'ampoules, et ressemble entièrement au produit du rôtissage dans le traitement où le cuivre brut n'est soumis qu'une fois à cette opération. La scorie qui en résulte est une espèce de matte contenant un grand excès d'oxide de cuivre, et qui contient la plus grande partie des métaux étrangers.

Le troisième rôtissage donne un cuivre noir de 85 p. 100 de richesse, et celui que produit le quatrième contient 90 p. 100 de cuivre pur. Les résidus qui proviennent de ces deux opérations sont composés presque entièrement de cuivre métallique.

Le dernier cuivre noir est raffiné par la méthode ci-dessus décrite.

La consommation de houille est évaluée, dans cette usine, à 20 parties, pour obtenir 1 partie de cuivre.

Dans l'usine dite *Upper-bank Copper-works*, qui est voisine de celle-ci, et qui appartient au

même propriétaire, on suit le procédé avec un seul rôtissage.

Nous n'avons pas pu connaître exactement quelle est la méthode la plus avantageuse. Il paraîtrait, d'après les renseignemens que le directeur de ces établissemens a eu la complaisance de nous donner, que la méthode dans laquelle on pratique les quatre rôtissages serait plus longue et plus coûteuse; mais aussi que le cuivre obtenu par ce travail serait de qualité supérieure à celui que l'on obtient par l'autre procédé.

Nous ignorons si tous les minerais sont indifféremment fondus par l'une ou l'autre méthode.

Prix de fabrication du cuivre.

On peut évaluer ainsi qu'il suit les dépenses de fabrication de 100 kilogrammes de cuivre, sachant que le minerai donne moyennement 8 p. 100 de cuivre métallique, et que pour obtenir 1 partie de cuivre, on consomme 18 à 20 parties de houille.

	fr.	c.
1250 kilogrammes de minerai (1)......	138	
2000 ———— de houille..........	20	
Dépenses en main-d'œuvre (2), locations, réparations, etc.....................	32	50
	190	50

(1) Le minerai pauvre coûte environ 50 fr. les 1000 kilogrammes, et le minerai riche 500 fr.; mais le prix du minerai, ramené à ne contenir que 8 p. 100, peut être évalué à 4 liv. et 10 shillings la tonne, c'est-à-dire à 112 fr. 50 c. les 1015 kilogrammes. Ce prix varie avec celui du cuivre.

(2) Le prix de la main-d'œuvre, des réparations et du

Nota. Nous ajouterons à la suite de cet article, une note sur le traitement du cuivre pyriteux de Sainbel, que M. Thibaud, ingénieur des Mines, directeur de l'usine de Chessy, a bien voulu nous transmettre, et dans laquelle on a comparé la dépense des procédés employés dans le pays de Galles et à Chessy.

IV. *Expériences qui ont été faites pour condenser les vapeurs qui se dégagent des usines à cuivre.*

L'établissement des usines à cuivre a procuré à la côte du Glamorgan un accroissement rapide de prospérité. A l'époque de l'établissement de la première usine à cuivre dans ce pays, il y a environ un siècle, Swansea n'était qu'un village insignifiant. En 1801, sa population s'élevait déjà à 6 099 habitans, et en 1821, à 10 255. Le mouvement du port a augmenté à tel point, que le nombre des vaisseaux qui y entrent annuellement, s'élève à 2600. Accroissement rapide de Swansea.

---

combustible, varie de 500 à 550 fr. par 1015 kilogrammes (1 tonne), suivant l'importance de l'usine. Mais, en supposant, ainsi que nous l'avons indiqué, que l'on consomme 20 parties de houille pour en obtenir 1 de cuivre, et sachant que ce combustible coûte 8 shillings ou 10 fr. la tonne, la dépense en main-d'œuvre, etc., en prenant la moyenne entre 500 et 600, sera réduite à 35 par quintal métrique de cuivre.

Le commerce du cuivre, seul, exige constamment l'emploi de cent bâtimens du port de cent tonneaux; chaque vaisseau fait dix voyages par an. Le marché de Swansea est devenu considérable depuis l'augmentation de population sur cette côte. En raison de la richesse et de la prospérité de la ville, les terres des environs se louent le double de ce qu'elles vaudraient pour l'agriculture dans des circonstances ordinaires. La ville et la rivière de Neath reçoivent des avantages du même genre.

Le mouvement de fonds dans les usines à cuivre du sud du pays de Galles, s'élève à 200 000 liv. sterling (5 000 000 fr.) par an, et la quantité de houille que ces usines consomment, ou dont elles occasionnent l'exportation en Cornouailles, s'élève à 200 000 chaldrons (3,100 000) hectolitres) (1).

Fumées nuisibles auxquelles le traitement du cuivre donne lieu.

Mais si l'érection de ces usines contribue si puissamment à enrichir la côte du Glamorgan, leur voisinage n'est pas sans inconvénient : en effet, elles sont constamment enveloppées d'un nuage de fumées blanchâtres, que l'on aperçoit de plusieurs lieues, et dont l'action corrosive détruit la végétation à plusieurs centaines de toises autour de chacune d'elles, et la tient en souf-

(1) Le chaldron de charbon de terre équivaut à 15 hectolitres $\frac{1}{2}$.

france à une distance encore plus considérable. Ces mêmes gaz sont très désagréables, et probablement nuisibles aux animaux qui les respirent.

Ces fumées doivent être considérées comme composées de 2 parties, savoir : de gaz qui se dégagent du charbon, et de gaz provenant du minerai de cuivre, qu'on appelle, dans le pays, *fumée de cuivre* (copper smoke).

La fumée de la houille est bien connue, et l'on sait qu'elle n'a aucune action nuisible lorsqu'elle est étendue dans l'air atmosphérique.

Il n'en est pas de même de la fumée du cuivre, celle-ci paraît se composer de quantités diverses :

Composition de ces fumées.

1°. D'acide sulfureux ;
2°. D'acide sulfurique ;
3°. D'arsenic ;
4°. D'acide arsénieux ;
5°. De gaz et de vapeurs fluoriques ;
6°. De matières solides entraînées mécaniquement.

C'est principalement l'acide sulfurique qui donne naissance à l'épaisse vapeur blanche qui rend la fumée du cuivre si nuisible. L'arsenic, soit à l'état métallique, soit à celui d'acide arsénieux, passe à l'état de vapeurs : très probablement, le fluate de chaux, mêlé au minerai, produit du gaz fluorique silicé et du gaz acide fluorique. Les matières entraînées mécaniquement, consistent en particules fines de minerai : il peut s'y trouver du cuivre

métallique; mais l'expérience a prouvé que la proportion en est au moins très peu considérable.

L'action nuisible et le désagrément de cette fumée, ont excité de fréquentes plaintes, qui ont mis les propriétaires des usines dans la nécessité de chercher les moyens de la condenser. Nous croyons devoir indiquer ici les différentes expériences qui ont été faites dans ce but, parce que, quoique la France ne possède que peu d'usines à cuivre où il soit nécessaire de les appliquer, il existe dans les grandes villes, et notamment à Paris, un grand nombre d'établissemens, comme les fabriques d'acide sulfurique, les ateliers où l'on sépare l'or et l'argent, etc., d'où il s'échappe des fumées délétères, et qu'il serait très utile de pouvoir condenser.

Condensation dans des chambres à pluie.

Dès l'année 1810, M. John Henry Vivian (1), membre de la Société royale et de la Société géologique, et intéressé dans l'un de ces établissemens, commença des expériences dans l'usine que MM. Vivian et fils possédaient alors à *Penclawdd*. L'appareil qu'il employa d'abord, consistait simplement en longs canaux horizontaux disposés en zig-zags; mais il s'aperçut bientôt que, bien que les obstacles que rencontrait la fumée dans sa course donnassent lieu à la formation

(1) Cette description est extraite d'un Mémoire que M. sir John Henri Vivian a publié dans les *Annales de Philosophie*.

d'un dépôt dans le tuyau, il ne pourrait cependant atteindre le but qu'il s'était proposé, par des moyens purement mécaniques.

En 1821, il tenta de condenser et d'absorber ces vapeurs au moyen de l'eau. Dans ce but, M. Vivian fit construire un large canal qui traversait toute son usine, et qu'il prolongea en ligne droite à l'extérieur, sur une longueur d'environ 100 yards ($92^m,40$); il éleva à son extrémité une cheminée de 100 pieds ($30^m,60$) de haut. Entre l'usine et la cheminée, le conduit était interrompu par une grande chambre destinée à rendre la fumée stationnaire pendant quelques instans, et à permettre ainsi le dépôt des matières tenues en suspension mécanique. Cette chambre était divisée par des cloisons verticales (fig. 5, Pl. XIII), au moyen desquelles la fumée devait se trouver en contact plus immédiat avec l'eau qu'on se proposait d'y faire tomber sur plusieurs points. Le canal montait légèrement jusqu'au point où il débouchait dans la chambre, puis il descendait légèrement vers la grande cheminée, afin que l'eau qu'on devait introduire, tant dans cette seconde partie du canal que dans la chambre, pût couler dans la même direction que la fumée, et tendît à favoriser plutôt qu'à gêner le tirage. Après avoir essayé diverses dispositions pour l'introduction de cette eau, M. Vivian se détermina à adopter celle qu'on emploie pour les douches, admettant l'eau à la partie supérieure de la chambre et

du canal descendant, dans des bassins de cuivre percés de trous qui la distribuaient régulièrement en *pluie*. On obtint, par ce moyen, les plus heureux résultats. Il se faisait un dépôt considérable sur les parois du conduit ainsi qu'au bas de la cheminée, et l'eau était fortement imprégnée de substances enlevées à la fumée, dont, par suite, le volume était considérablement diminué. A sa sortie de la grande cheminée, elle ne possédait plus, dans un degré marqué, aucune des propriétés nuisibles qu'elle avait avant de traverser la *chambre à pluie*.

Encouragé par ce résultat, M. Vivian fit de nouvelles chambres et des conduits très étendus, de manière à comprendre dans l'opération d'assainissement tous les fourneaux de grillage de l'usine. Dans le système qu'on établit alors, la fumée, avant d'arriver à la grande cheminée, avait à traverser successivement quatre *chambres à pluie* N, dans lesquelles la somme des hauteurs des chutes était de 480 pieds; de plus, voulant condenser également la fumée qui se dégageait des fourneaux de fonte, on les fit communiquer avec la grande cheminée; mais ayant conclu des expériences antérieures que les fourneaux de fonte ne chaufferaient pas suffisamment lorsqu'on les ferait déboucher dans le même conduit que les fourneaux de grillage, on construisit pour eux un conduit séparé, qui aboutissait directement à la grande cheminée.

Après avoir tenu ce système en activité pendant quelques mois, on observa que plusieurs des cloisons des *chambres à pluie*, auxquelles on n'avait donné que l'épaisseur d'une demi-brique, étaient tombées, par suite de l'action des acides sur le mortier et sur les briques elles-mêmes, et qu'une réparation générale était nécessaire.

En l'exécutant, on réduisit le nombre des cloisons de quelques chambres, et l'on fit les passages pour la fumée, non au haut et au bas des cloisons, mais à leurs extrémités latérales, de manière que la fumée pût passer à travers la *chambre à pluie* horizontalement, au lieu d'être contrainte à monter contre la direction des gouttes, et à descendre au-dessous du niveau des fourneaux de grillage ; ce qui naturellement mettait obstacle au tirage. (La planche XIII représente une partie de l'appareil définitivement adopté.) On remarqua aussi que les bassins de cuivre percés de trous, placés à la partie supérieure des différentes divisions des *chambres à pluie*, avaient été dégradés par la fumée et qu'elle s'échappait par les joints qui les entouraient. Pour obvier à ces inconvéniens, on prit le parti de découvrir la totalité de chacune des chambres par un seul bassin de cuivre, percé de trous à son fond dans les parties correspondantes au courant de fumée. Cette disposition remédiait à tous les inconvéniens qu'avaient offerts les précédentes. L'épaisseur des plaques de cuivre qui forment ces bassins est telle,

qu'un pied anglais carré pèse 3 livres anglaises (1k,493). Les trous sont percés sur des lignes diagonales, à peu près à 1 pouce l'un de l'autre, et 1 pied de surface en contient environ 250 : ils ont un seizième de pouce de diamètre. On a cherché à les faire aussi petits que possible, pour multiplier les surfaces de l'eau; mais ce liquide n'aurait pas coulé avec facilité à travers des ouvertures plus petites. On place les feuilles de cuivre de manière que les barbes des trous soient tournées vers le bas, disposition qui facilite la formation des gouttes. L'arrangement des trous est tel, que la fumée qui échappe aux gouttes d'une ligne se trouve en contact avec celles d'une autre.

Ayant remarqué que le tirage des fourneaux de fonte était gêné depuis qu'on les faisait déboucher dans la grande cheminée, on prit le parti de leur rendre l'usage de leurs propres cheminées. Cette nouvelle disposition présentait peu d'inconvénient, parce que la fumée de ces fourneaux se compose presque uniquement des produits de la combustion du charbon. Mais le tirage de la grande cheminée n'était plus assez fort, et pour l'augmenter, on construisit près d'elle un fourneau de fusion M qu'on y fit déboucher, ainsi qu'on le voit dans la fig. 6, Pl. XIII.

Par cette disposition, le tirage des fourneaux de grillage devint aussi bon qu'on put le désirer, et la seule dépense courante qui résulta de l'adoption de cette méthode, était le transport des

combustibles et des scories du fourneau de fusion placé à côté de la cheminée.

Les résultats de ces opérations ont été des plus satisfaisans. Des expériences faites par MM. R. Phillips et Faraday, qui ont constamment aidé M. Vivian de leurs conseils, prouvent que l'arsenic est déposé dans les *chambres à pluie*, où on le trouve en abondance flottant dans l'eau.

L'acide arsénieux est en partie déposé et en partie dissous par l'eau, et dans le cas où quelques portions d'acide arsénique se formeraient à une haute température, elles seraient aussi très promptement dissoutes par l'eau, dans laquelle cet acide est plus soluble que le précédent. Ce qui prouve d'ailleurs l'efficacité de l'action de l'eau, c'est qu'il n'y a qu'une trace d'arsenic dans le dépôt du conduit au-delà des *chambres à pluie*.

L'acide sulfurique est aussi absorbé par l'eau. Il en est de même d'une portion considérable de l'acide sulfureux; cependant, comme cet acide est moins facile à absorber que les acides sulfurique et fluorique, une partie reste libre.

L'acide fluorique, dont l'existence était présumée d'après l'action de la fumée sur le verre, a été découvert dans l'eau de la première chambre. Cet acide n'a pas été retrouvé dans la fumée après qu'elle a traversé les chambres.

Quant aux substances emportées mécaniquement, elles se déposent en boue dans le fond des chambres et du conduit : ainsi, de toutes les par-

ties nuisibles que renferme la fumée, il n'échappe à la condensation qu'une portion du gaz acide sulfureux. Sa proportion dans les gaz qui sortent maintenant de la grande cheminée, n'est que d'un trente-huitième de ce qu'elle était avant l'établissement de cette cheminée. La grande masse de ces gaz étant composée de vapeurs bitumineuses et de vapeurs d'eau provenant de l'eau d'absorption ; en outre, le gaz acide sulfureux étant rejeté à une grande hauteur, il doit nécessairement se mêler avec une bien plus grande proportion d'air atmosphérique, avant d'agir en aucune manière sur la végétation, circonstance qui en diminue encore les mauvais effets.

On voit, d'après cela, que M. John Henry Vivian a atteint en très grande partie, et peut-être aussi complétement qu'on puisse le faire en grand, le but de ces utiles travaux.

Outre ces expériences, M. Vivian en a fait beaucoup d'autres, dans lesquelles il a employé comme agens *la vapeur d'eau, la chaux, le nitre, le charbon* et *la calcination en vaisseaux clos*. Quoiqu'elles n'aient conduit à aucun résultat, cependant nous croyons devoir les indiquer, afin que les personnes qui pourront s'occuper d'expériences analogues connaissent celles qui ont déjà été faites.

Expérience avec la vapeur d'eau.

Vapeur d'eau. — On peut s'attendre à voir agir la vapeur de deux manières, comme favorisant la transformation de l'acide sulfureux en acide sul-

furique, et comme présentant, au moment de sa condensation, de l'eau très divisée.

Pour s'en assurer, M. Vivian fit construire une chaudière, qui envoyait dans le conduit, en avant de la première *chambre à pluie*, 350 pieds cubes de vapeur par minute. L'examen montra que l'eau de la chambre, avant et après l'introduction de la vapeur dans le conduit, contenait à très peu près la même proportion de soufre; ce qui fait voir que la température de l'eau contre-balance l'effet de sa grande division.

Chaux. — On fixa au mur de l'une des *chambres à pluie*, une auge de fer, dans laquelle on plaça de la chaux. On versa sur cette chaux de l'eau jusqu'à ce qu'elle prît la consistance d'une crème. A cet état, on la fit tomber dans la division de la chambre la plus éloignée du fourneau, puis, la remontant à l'aide d'une pompe, on la fit tomber successivement dans les autres divisions. On l'employa aussi à l'état d'eau de chaux. Ce procédé n'a pas donné de résultats aussi efficaces qu'on aurait pu l'espérer : on s'est convaincu, en outre, qu'il ne serait pas applicable en grand, et qu'il occasionerait une dépense considérable, à cause de la quantité énorme de chaux nécessaire pour absorber tous les acides, y compris l'acide carbonique. **Expérience avec la chaux.**

Nitre. — On construisit une chambre de plomb près du canal horizontal. On disposa les choses de manière à faire passer la fumée du cuivre à travers **Expérience avec le nitre.**

cette chambre, et à y introduire en même temps du gaz acide nitreux, produit dans une cornue placée à côté. L'expérience montra que le gaz acide sulfureux sortant des fourneaux, y était trop mélangé avec les autres gaz pour être employé avec avantage à la fabrication de l'acide sulfurique. En effet, d'après l'analyse de MM. Phillips et Faraday, le gaz ou la fumée dans le canal, au point le plus voisin des fourneaux de grillage, ne contient pas plus de 5 p. 100 d'acide sulfureux, ce que nous croyons n'être pas beaucoup au-dessus de ce que contient le résidu gazeux mélangé qui s'échappe de la cheminée d'une fabrique d'acide sulfurique après que l'opération est terminée. En outre, il est à croire que la rapidité du courant est trop grande pour permettre l'intime mélange et la combinaison des vapeurs sulfureuses et nitreuses, et qu'en conséquence une quantité considérable des dernières sont emportées sans être employées.

Expérience avec le charbon.

Charbon. — On sait que le charbon incandescent décompose l'acide sulfureux : il se dépose du soufre et il se produit de l'acide carbonique ou de l'oxide de carbone. M. Vivian voulut en conséquence essayer l'effet que produirait le passage de la fumée à travers un feu de charbon. Il fit construire près de la grande cheminée un fourneau d'expérience, dans lequel, au moyen de petits tuyaux garnis de soupapes, et communiquant avec le grand tuyau des fourneaux de grillage, on pou-

vait à volonté introduire la fumée avant ou après son passage dans les *chambres à pluie*. Le canal qui amenait la fumée aboutissait sous la grille du fourneau, de manière que la fumée qui l'avait parcouru pouvait passer à travers le feu et se rendre ensuite dans un second canal terminé par une cheminée.

On fit la première expérience en chauffant ce fourneau avec un feu de houille ordinaire. Voici quel fut le résultat : lorsque la masse en ignition était assez volumineuse pour établir le contact du gaz et du combustible, la fumée ne pouvait la traverser; quand au contraire elle était assez mince pour laisser un libre passage, la fumée était simplement échauffée, ce qui la rendait transparente pour un moment; mais elle restait indécomposée, ou si quelque décomposition avait lieu, le gaz était immédiatement reproduit, comme cela était sensible à la seule inspection du haut de la cheminée. On répéta la même expérience avec du *stone-coal* (houille sèche), du *culm* (*stone-coal* en poudre) et du coke : le résultat fut le même. On ne fut pas plus heureux avec du charbon de bois.

M. Bevington-Gibbins, dans une série d'expériences faites dans le même but, mais sur une moins grande échelle, a aussi employé le charbon de bois, et a réussi à produire un dépôt de soufre.

M. Young a essayé, mais, à ce qu'il paraît, sans

succès, d'opérer la même décomposition avec un feu de bois.

Au reste, il est aisé de sentir combien il serait difficile d'avoir recours à des opérations de ce genre sans porter atteinte au tirage des fourneaux.

Calcination en vases clos.

Calcination en vaisseaux clos. — On a plus d'une fois songé à calciner le minerai en vaisseaux clos, et à en séparer une partie du soufre par distillation; mais les dépenses occasionées par ce procédé sont trop considérables relativement au prix du soufre qu'on en retire pour qu'il puisse être employé. En outre, le résidu qu'on obtiendrait étant fondu, le traitement qu'il exigerait serait plus difficile et plus dispendieux que celui du minerai.

Expérience avec de l'hydrogène carboné.

Hydrogène carboné. — On essaya de décomposer les gaz produits par le grillage, au moyen du gaz hydrogène carboné, qu'on obtenait en faisant passer les produits de la combustion sur de la houille. L'expérience a été faite sur une petite échelle, mais sans un succès très marqué. Il est aisé de sentir que quand même cette méthode serait susceptible de réussir, la grande quantité de houille qu'elle exigerait la rendrait d'un usage inapplicable.

M. John Henry Vivian ne fut pas le seul à s'occuper de chercher un remède aux effets nuisibles de la fumée des usines à cuivre. En octobre 1821, une souscription fut ouverte dans ce but à Swansea; on forma un fonds destiné à récompenser l'inven-

teur d'un moyen efficace d'obvier complétement aux inconvéniens produits par la fumée qui résulte du traitement des minerais de cuivre, et à couvrir les dépenses que ses recherches auraient pu occasioner. Le comité des souscripteurs proposa, le 5 novembre 1821, un prix de 1000 liv. sterling (25000 fr.) pour cet objet. M. John Henry Vivian, dont les essais remontent même à une époque antérieure, et trois autres personnes intéressées dans les usines, s'occupèrent de résoudre cette importante question; mais à la fin de 1822, aucun d'eux n'avait assez complétement réussi pour que le prix pût être décerné. On trouva cependant que le procédé de M. Vivian approchait beaucoup du but désiré.

NOTE

SUR LE TRAITEMENT DU CUIVRE PYRITEUX A SAINBEL (1).

Minerais pyriteux des environs de Sainbel.

Le minerai de cuivre qui a alimenté jusqu'ici la fonderie de Sainbel, est un cuivre pyriteux, que l'on a tiré successivement des mines de Chevinay, de Pilon et de Sourcieux, toutes situées à moins d'un demi-myriamètre de distance de Sainbel.

Ce minerai pyriteux s'y trouve disposé en amas allongés selon la direction des couches du terrain : ce dernier est composé en grande partie d'une roche d'un vert grisâtre, connue des mineurs sous le nom de *roche de corne*, que sa nature minéralogique assez variable, rapproche le plus souvent des roches amphiboliques ou serpentineuses. La pyrite y est encaissée par un schiste blanc talqueux.

Les deux premières exploitations sont abandonnées depuis long-temps, par suite de l'abondance des eaux et de l'épuisement des minerais; la dernière a été abandonnée en 1821, à cause de la pauvreté du minerai, qui ne rendait que 2 $\frac{1}{2}$

(1) Ce travail a été communiqué par M. Thibaud, ingénieur des Mines.

p. 100 de cuivre, et en raison du bas prix de ce métal et de la cherté du combustible.

On a continué à fondre des restes de ce minerai jusqu'à la fin de mai 1825, en l'enrichissant par des minerais carbonatés pauvres de la mine de Chessy.

On se propose, dans cette note, de faire connaître les résultats de la fonte de ce minerai de Sourcieux, et de fournir par là les moyens de comparer la méthode suivie à Sainbel avec celles du pays de Galles.

Le minerai de Sourcieux est une pyrite de fer mélangée d'une très petite quantité de pyrite de cuivre. Au sortir de la mine, où il a éprouvé un premier triage, il est débourbé et trié à la main; ensuite on le grille en plein air, en grands tas pyramidaux, d'après la méthode décrite dans les *Voyages métallurgiques* de Jars, tome III, page 117 et suivantes.

Après ce grillage, le minerai est fondu dans un fourneau à manche ayant 1^{m},70 de hauteur, 0^{m},96 de profondeur, et 0^{m},55 de largeur. 1re fonte. Fonte du minerai grillé.

Deux soufflets pyramidaux en bois, mus par une roue hydraulique, fournissent l'air nécessaire à la fusion. Le combustible employé est du coke provenant de Saint-Étienne.

Jusqu'en 1823, on a ajouté au minerai du quartz pour scorifier l'oxide du fer et l'empêcher de se réduire. On obtenait de la matte ordinaire, tenant 25 à 28 p. 100 de cuivre. Depuis plus de

deux ans; on a remplacé le quartz par du minerai de cuivre carbonaté pauvre de Chessy, qui contient environ 50 à 60 p. 100 de sable siliceux, et 10 à 15 p. 100 de cuivre métallique. On obtient, par ce moyen, de la matte riche de 35 à 45 p. 100.

Pour faciliter la fusion, on ajoute environ 50 p. 100 de scories provenant de la même fonte. Ces scories contiennent une très grande quantité d'oxide de fer combiné à la silice, et seulement des traces de cuivre. (*V*. le mémoire de M. Guenyveau, *Journal des Mines*, n° 118, page 245.) Elles sont généralement très fluides, et ne deviennent pâteuses que lorsqu'on ajoute une trop grande quantité de quartz ou de minerais quartzeux.

Lorsque le quartz manque, elles sont trop fluides, les charges descendent trop précipitamment, la matte se mélange en partie dans les scories, où elle forme de petits noyaux d'un gris clair; ce que les fondeurs expriment en disant que la *matte refleurit*; et par suite de l'absence du quartz, l'oxide de fer libre se réduit, et forme des dépôts qui s'attachent au fond du fourneau, et qui entravent sa marche : les fondeurs disent alors que les scories sont trop *sèches*. Si, au contraire, le quartz est trop abondant, il rend le mélange plus réfractaire; les laitiers deviennent très pâteux, les charges descendent lentement; l'oxide de fer, trop long-temps en contact avec le charbon, se réduit en partie, et il se forme, comme dans

le premier cas, des culots de fer dans le fond du fourneau. On consomme alors beaucoup plus de coke pour fondre la même quantité de minerai que dans le premier cas; dans cet état de choses, les ouvriers disent que les scories sont trop *grasses*.

C'est d'après l'aspect des scories qui coulent constamment sur le devant du fourneau, que le maître fondeur juge des proportions les plus convenables de minerai grillé, de quartz et de scories pour obtenir une bonne fonte.

D'après le *nez* qui se forme à la tuyère, il juge de la proportion du combustible à employer relativement à la matière à fondre.

Si le nez est *trop court*, la température est trop élevée; le fondeur charge dans ce cas plus de minerai pour la même quantité de combustible; il fait le contraire si le nez est *trop long*. Sa longueur doit être ordinairement de 4 à 6 pouces.

Chaque fourneau fond ordinairement 2500 à 3000 kilogrammes par vingt-quatre heures; on ne perce généralement qu'une fois dans cet intervalle, et après la percée, les fondeurs nettoient avec des outils en fer le fond du fourneau, et ils enlèvent, autant que possible, le fer réduit qui s'y est déposé, afin de rendre plus libre le passage de la matte et des scories. Quoique cette opération soit répétée tous les jours, et qu'on apporte beaucoup d'attention à ajouter la quantité de matières quartzeuses la plus convenable à la scorification de l'oxide de fer, il s'en réduit toujours une

assez forte portion, et le fond ou sol du fourneau s'élève tellement au bout de onze à douze jours, que, si l'on continuait, le dépôt ferrugineux atteindrait bientôt le nez. On est alors obligé de cesser la fonte et de vider le fourneau pour le nettoyer et pour réparer l'intérieur.

Le tableau suivant offre le résumé des fontes exécutées sur le minerai de Sourcieux à Sainbel, pendant trois années consécutives.

Tableau n° 1.

1re fonte. Fonte de minerai grillé.

1re FONTE. MINERAI GRILLÉ.	1822.	1823.	1824.
Jours de fonte à deux fourneaux...	142 j.	105 j. 1/2	182 j. 1/4
Minerai de Sourcieux grillé.......	839640 k.	492370 k.	734330 k.
Minerai carbon. pauvre de Chessy.	20580 k.	115335 k.	179800 k.
Quartz........................	87600 k.	10650 k.	12660 k.
Coke..........................	332790 k.	288390 k.	414670
Charbon de bois................	1500 k.	1260 k.	2100 k.
Matte ordinaire obtenue..........	93200 k.	56000 k.	98000 k.
Rendement du minerai de Sourcieux en matte..................	0,111	1,113	0,133
Minerai fondu en vingt-quatre heures.......................	6057 k.	5760 k.	5028 k.
Coke employé par 100 kil. de minerai.....................	38 k. 1/2	k. 47 1/2	45 k.
Coke employé par 100 kilogr. de matte......................	357 k.	514 k.	423 k.
Richesse moyenne en cuivre des minerais pyriteux et carbonatés fondus, d'après les essais......	0,027	0,043	0,043

2e fonte. Fonte de la matte grillée.

La matte ordinaire, obtenue en pains ronds par le travail précédent, est cassée en petits fragmens de la grosseur d'un œuf, et est soumise à dix grillages consécutifs, dans des cases fermées de trois côtés par des murailles.

Aux frais précédens, il faudrait ajouter ceux d'exploitation, de grands grillages, de réparation, de location et d'administration pour compléter l'ensemble des frais de production du cuivre noir provenant du minerai de Sourcieux; mais les données précédentes suffisent pour l'objet qu'on se propose.

Le cuivre noir, produit des fourneaux à manche, est soumis à une nouvelle fusion pour être raffiné. L'opération s'exécute dans un fourneau à réverbère semblable à celui décrit dans le tome III, page 125 et suivantes des *Voyages métallurgiques*. Raffinage du cuivre noir.

La charge du fourneau est actuellement de 30 quintaux métriques de cuivre noir; le travail se conduit, à très peu de chose près, comme du temps de M. Jars; on emploie pour combustible le bois de tremble, d'aune et de peuplier; on en consomme 5 à 6 moules, c'est-à-dire 320 à 384 pieds cubes par raffinage. L'opération dure douze à quatorze heures.

La couche supérieure de brasque, qui forme le grand bassin du fourneau, se refait à chaque opération, pour éviter tout accident.

On obtient le cuivre raffiné en gâteaux ronds, que l'on divise ensuite en fragmens, pour être livrés au commerce, sous le nom de *rosette*. Ce cuivre exige une nouvelle fusion pour pouvoir être étiré en barres et en plaques.

L'opération du raffinage s'exécute à Chessy : on y mélange le cuivre noir de Sainbel avec celui qui

provient du minerai carbonaté, dans le but de faciliter le raffinage de ce dernier, qui est plus impur, plus réfractaire, et par suite plus long à raffiner généralement que celui de Sainbel.

On a réuni, dans le tableau N° 3 suivant, les consommations et dépenses qu'ont exigées 1000 kilogrammes de rosette pour être raffinés.

Tableau n° 3.

RAFFINAGE DU CUIVRE NOIR.		1822.		1823.		1824.	
Matériaux employés......	Cuivre noir......	1221 k.		1135 k.		1180 k.	
	Charbon de bois..	120 k.		120 k.		102 k.	
	Bois de corde (pieds cubes)...	257		211		186	
Dépense.....	Main-d'œuvre....	12f.	90	8f.	95	10f.	40
	Combustible.....	78	40	75	15	60	25
	Frais divers, réparations.......	45	70	10	10	33	85
TOTAL des frais de raffinage de 1000 k...............		137	00	92	20	104	50

Pour rendre plus facile la comparaison entre les procédés de fonte suivis à Sainbel et dans le pays de Galles pour les minerais pyriteux, on a cru utile de résumer, dans le tableau n° 4, les consommations et dépenses des première et deuxième fontes, et du raffinage qu'ont exigés 1000 kilogrammes de cuivre rosette, à Sainbel, pendant les années 1822, 1823 et 1824.

Tableau n° 4.

RÉSUMÉ DES CONSOMMATIONS et des frais de fonte et de raffinage.		1822.	1823.	1824.
Combustible consommé.	Coke...............	21392 k.	14846 k.	10278 k.
	Charbon de bois....	285	198	133
	Fagots de chêne....	859	455	309
	Bois blanc.........	299 pc.	228 pc.	204 pc.
	Bois de chêne......	61	30	20
	Souches de chêne..	58	29	19
Dépense....	Main-d'œuvre......	290f. 80	132f. 45	126f. 15
	Combustible.......	1784 80	768 55	669 35
	Frais divers.......	135 90	58 50	77 20
Dépense totale pour 1000 k. de cuivre......................		2211f. 50	959f. 50	872f. 70

La diminution graduelle des dépenses de productions de 1000 kilogrammes de cuivre dans les trois années 1822, 1823 et 1824, tient principalement à ce qu'en 1822 le minerai ne contenait que 27 millièmes de métal, tandis qu'en 1823 et 1824, il en contenait 43 millièmes, par suite des additions de minerais carbonatés de Chessy.

Si le minerai avait eu une richesse de 8 p. 100 ou de 80 millièmes, comme dans le pays de Galles, les frais de fonte de l'année la plus avantageuse auraient été diminués de plus de moitié : ainsi, ils auraient été au-dessous de 43 fr. 50 c. par quintal métrique de cuivre rosette, tandis que dans le pays de Galles, ils sont de 52 fr. 50 c.

Pour établir une comparaison exacte entre ces deux procédés, il faut considérer les pertes en cuivre et les consommations en combustible, et non le prix de fabrication, parce que la valeur du combustible et de la main-d'œuvre est très différente dans ces deux pays. La perte est presque nulle par ces deux procédés, ainsi qu'il résulte de l'analyse des scories.

Quant à la consommation, elle est, dans le pays de Galles, de 2000 kilogrammes de houille pour 100 kilogrammes de cuivre métallique. A Chessy, elle est de 1027 kilogrammes de coke, correspondans à 1750 kilogrammes de houille, de 13 kilogrammes de charbon, 30 kilogrammes de chêne, et de 25 pieds cubes de bois. Cette consommation équivaut au moins à celle du pays de Galles. On observera, en outre, que le premier grillage se fait à Chessy, presque sans combustible, et que toute la dépense se reporte sur les autres opérations.

FABRICATION
DU PLOMB
EN ANGLETERRE.

DES MINES DE PLOMB DU CUMBERLAND ET DU DERBYSHIRE (1).

De tous les États de l'Europe, l'Angleterre ou plutôt le Royaume-Uni de la Grande-Bretagne, est celui qui produit annuellement la plus grande quantité de plomb. Suivant M. de Villefosse, dans sa *Richesse minérale*, publiée en 1810 (Tome I, page 240), cette contrée fournissait, chaque année, 250 000 quintaux (125 000 quintaux métriques) de plomb, tandis que tout le reste de l'Europe pris ensemble n'en produisait pas autant; et cependant, d'après des documens plus récens, cette évaluation paraît être beaucoup trop faible. M. Taylor, qui est justement estimé pour ses vastes connaissances, surtout dans l'art des

(1) Cette première partie a été faite par M. *Brochant de Villiers*, inspecteur divisionnaire au Corps royal des Mines, membre de l'Institut.

mines, et qui a pris part à l'administration de beaucoup de mines de plomb dans le Cumberland, évalue le produit total annuel du Royaume-Uni, en plomb, à 31 900 tonnes, c'est-à-dire au-delà de 319 000 quintaux métriques, quantité qui équivaut à plus de deux fois et demie celle que M. de Villefosse a indiquée (1).

M. Taylor répartit ce produit entre divers comtés, ainsi qu'il suit :

	qx. métr.
Pays de Galles (Flintshire et Denbigshire).	75,000
Écosse..................................	28,000
Cornouailles et Devonshire.............	8,000
Shropshire..............................	8,000
Derbyshire..............................	10,000
Cumberland, Durham et Yorkshire.......	190,000
Total........	319,000

On voit que le Cumberland, avec les parties adjacentes des comtés de Durham et d'Yorck fournissent seuls à peu près les trois cinquièmes du produit total. Le Derbyshire a été autrefois beaucoup plus riche (2).

Dans le Cornouailles et le Devonshire, le mi-

(1) *Conybeare et Philipps, Outlines of geology of England and Wales*, page 354.

(2) M. Taylor évalue à 46,112 tonnes la quantité de plomb produite dans la Grande-Bretagne, pendant l'année 1835. Les comtés de Northumberland, Durham et

nerai de plomb se rencontre en filons dans un terrain de schiste argileux (*killas*) passant à la grauwacke; il forme également des filons, en Écosse, dans le gneiss, le micaschiste ou la grauwacke, et dans une partie du pays de Galles dans le schiste argileux; mais dans le nord de la même principauté et dans les comtés adjacens,

---

Cumberland, en ont fourni 19,626 tonnes, réparties comme il suit :

Les mines de M. T. W. Beaumont.....		10.000 tonnes.
Le district d'Alston, l'hôpital de Greenwich, 14,139 bings de minerai, produisant........................		3,850
Greenside-mine, dans le Patterdale et autres mines de l'ouest du Cumberland........................		700
Les mines de Dufton, Crossfell, Hilton et Lunedale....................		800
La compagnie des mines du Derwent....		1,200
Ballihope.....	231	
Tynehead.....	140	
Fallonfield....	100	
Sherlock et Cie.	250	
	721	
Déduisant.. 420 apportés d'Alston.		301
Teesdale, 11,100 bings de minerai, produisant........................		2,775
Total........		19,626 tonnes.

de même que dans le Cumberland et le Derbyshire, le plomb se trouve dans un terrain calcaire particulier, qui est essentiellement lié au terrain houiller.

Nous ne nous proposons de parler ici que des mines de plomb de ces deux dernières contrées, et nous diviserons ce mémoire en trois parties.

1°. Gisemens des minerais de plomb; 2° préparation mécanique; 3° traitement métallurgique.

PREMIÈRE PARTIE.

GISEMENS DES MINERAIS DE PLOMB.

Idée générale du terrain.

Le terrain qui renferme les mines de plomb exploitées dans le Cumberland et comtés adjacens et dans le Derbyshire, est principalement composé de roches calcaires, et il a été distingué par les Anglais indifféremment sous les noms de *calcaire de montagnes* (*mountain-limestone*), *calcaire métallifère*, *calcaire à encrines*. M. Conybeare, et d'après lui la plupart des savans anglais, lui donnent aujourd'hui le nom de *calcaire carbonifère* (*carboniferous limestone*), à cause de sa liaison insensible dans sa partie supérieure avec le terrain houiller proprement dit qui le recouvre.

Ce calcaire étant ainsi antérieur au terrain houiller, rentre dans la classe des terrains de transition, suivant la limite que Werner a fixée à cette classe

de terrain, et qui est encore aujourd'hui la plus généralement adoptée. Quelques-uns remontent cette limite de manière à comprendre dans les terrains de transition le terrain houiller et le grès rouge des Allemands, tandis qu'au contraire les géologues anglais tendent à reculer cette limite à un étage plus inférieur, en établissant une distinction essentielle entre leur calcaire de montagne et un autre calcaire qui lui est inférieur, et auquel ils donnent exclusivement le nom de *calcaire de transition*.

Quelle que soit l'opinion qu'on adopte relativement à cette limite des terrains de transition, ce qui est fort peu important, il est constant que c'est dans le calcaire immédiatement inférieur au terrain houiller et dans les roches avoisinantes que se rencontrent les mines de plomb des comtés que nous avons indiqués : nous allons donner une idée succincte de leur gisement, d'abord dans le Cumberland et les comtés adjacens, ensuite dans le Derbyshire; indépendamment de nos propres observations; nous puiserons beaucoup de documens dans deux ouvrages qui nous ont servi de guides dans notre voyage; savoir, celui de M. W. Forster sur les mines du Cumberland, et celui de M. J. Farey sur le Derbyshire (1).

---

(1) *A Treatise on a section of the strata from Newcastle-Upon-Tyne, to the mountain of Crossfell in Cum-*

(a) Mines de plomb du Cumberland, etc.

Constitution du calcaire métallifère dans le Cumberland.

Les comtés de Cumberland et de Westmoreland à l'ouest, de Durham à l'est, de Northumberland au nord, et de Yorck au sud, viennent se toucher à peu près à égale distance des deux mers d'Allemagne et d'Irlande, dans une contrée élevée où se trouvent les sources des rivières de la Tyne, de la Wear et de la Tees, qui coulent à l'est et celle de l'Eden qui se dirige à l'ouest vers Carlisle.

C'est dans cette contrée que l'on observe les terrains de calcaire métallifère dont nous avons parlé ci-dessus, sur une surface principale d'environ 37 kilomètres de l'est à l'ouest et de 48 du nord au sud ; il s'étend au-delà beaucoup plus au sud et ensuite à l'ouest, mais avec différentes interruptions. Les minerais de plomb qui donnent lieu à de si riches exploitations se rencontrent dans le terrain de calcaire métallifère ; c'est surtout dans le Cumberland qu'elles sont plus

---

berland, etc., ou Traité sur la coupe du terrain depuis Newcastle-Upon-Tyne, jusqu'à la montagne de Crossfell dans le Cumberland, etc. ; par Westgarth Forster, 2e édition, 1821. Alston.

General view of the agriculture and minerals of the Derbyshire, etc., ou Vue générale sur l'agriculture et la minéralogie du Derbyshire, par John Farey. Londres, 1815, tome 1er.

nombreuses et plus productives, principalement aux environs d'Alston ou Alston-Moor, qui est pour ainsi dire le chef-lieu de tout le pays à mines; ils s'en trouve aussi dans les autres comtés indiqués, particulièrement dans ceux de Durham et d'Yorck.

Ce terrain de calcaire métallifère est recouvert, du côté de l'est, en stratification parallèle, par ce grès à gros grains que les Anglais désignent sous le nom de *millstone-grit* (grès à meules), lequel sert de base au terrain houiller du Northumberland et du Durham, qui s'étend encore plus à l'est jusqu'à la mer d'Allemagne.

C'est à ce grès que s'arrêtent les exploitations de houille. En effet, le *millstone-grit* en est en général dépourvu; néanmoins le dépôt houiller n'est point terminé, et il se prolonge jusque dans le calcaire métallifère, surtout dans la partie supérieure; mais la houille y est toujours en couches très minces et de qualité très inférieure (*crow coal*); elle donne en brûlant une odeur sulfureuse: aussi elle n'est exploitée que dans les affleuremens et seulement pour le chauffage domestique des gens de la campagne. C'est ce passage graduel entre les deux terrains et l'existence de la houille dans le calcaire métallifère au-dessous des couches calcaires, qui a motivé le nom de *calcaire carbonifère* qu'on a donné à ce terrain.

Il est composé de couches calcaires alternant avec des roches schisteuses et des grès; on y

rencontre aussi une couche ou masse d'une roche désignée dans le pays sous le nom de *whin-sill*, et qui se rapporte à ce qu'on appelle en général le *trapp*, laquelle a été observée sur beaucoup de points et toujours distinctement intercalée au terrain, mais fort irrégulièrement et sur une épaisseur très variable, qui est souvent de plus de 20 mètres.

M. le professeur Sedgwick a publié, en 1824, dans les *Transact. philos. de la Société de Cambridge*, un mémoire extrêmement intéressant sur ce *whin-sill*, observé dans le Teesdale, ou la partie supérieure de la vallée de la Tees. Il signale son irrégularité, mais il reconnaît formellement son intercalation aux couches calcaires et il en donne plusieurs coupes; il adopte l'origine ignée de cette roche, et il pense qu'elle a été élevée du sein de la terre et injectée latéralement entre les couches calcaires, lesquelles existaient antérieurement.

Le terrain houiller qui repose sur le calcaire métallifère renferme également plusieurs couches ou masses de trappe d'une nature plus ou moins analogue au *winh-sill*.

La stratification de ce terrain calcaire est fort régulière et très rapprochée de l'horizontale; les couches plongent vers le nord-est sous un angle d'environ 2 à 3 degrés; il en est de même des couches du terrain houiller qui recouvrent ce terrain calcaire. On compte environ 20 couches calcaires, que les mineurs savent fort bien dis-

tinguer les unes des autres, au moins le plus souvent; la plupart sont plus ou moins mélangées de débris d'encrines, ce qui leur en fait souvent donner le nom, et quelquefois de madrépores et de coquilles; leur couleur est en général grise, mais souvent assez foncée; leur épaisseur varie; rarement elle est au-dessous de 5 à 6 mètres; plusieurs couches atteignent 8 à 10 et 12 mètres; il y en a même une qui a une épaisseur de près de 20 mètres et une autre qui atteint 40 mètres. La première est distinguée par les mineurs sous le nom de *great limestone* ou la *grande couche calcaire*, et l'autre qui est beaucoup plus basse, sous le nom de *melmerby scar limestone;* les autres couches calcaires sont également connues sous des noms particuliers.

Les roches schisteuses se rapprochent, en général, plutôt de ce qu'on appelle l'*argile schisteuse*, que du schiste argileux.

Les grès sont le plus ordinairement à grains grossiers et de couleur claire; ils sont fréquemment micacés et plus ou moins schisteux, et ont souvent du rapport avec le grès houiller, quelquefois avec la grauwacke.

Ce terrain repose, en stratification concordante, sur le *vieux grès rouge* (*old red sand-stone*), qui paraît n'en être que le premier dépôt; et celui-ci repose, suivant M. Buckland, sur un terrain de grauwacke, qui, plus loin; renferme des roches de trapp. En réunissant les épaisseurs ordinaires

de toutes les couches successives observées dans ce terrain, depuis sa partie la plus inférieure, où il touche le *vieux grès rouge*, jusqu'au *millstone-grit*, qui le recouvre, on a trouvé que son épaisseur totale moyenne est d'environ 924 yards (845 mètres). La première couche, le *fell-top limestone*, se montre à 108 yards (98 mètres) au-dessous du *millstone-grit*, et le *great-limestone* à 245 yards (224 mètres); la roche de trapp (*whin-sill*), indiquée ci-dessus, se rencontre après la onzième couche calcaire, à environ 311 yards (284 mètres) au-dessous de la première. Telle est, en abrégé, la composition du terrain dans lequel on exploite les mines de plomb du Cumberland et comtés adjacens.

Diverses sortes de gîtes de minerai.

Les mineurs distinguent trois sortes de gisemens différens des minerais de plomb, les *rake-veins*, les *pipe-veins* et les *flat-veins*.

Le mot anglais *vein* correspond au mot *filon*; mais les mineurs s'en servent indifféremment, en Angleterre comme en France, pour indiquer tous les gîtes de minerais, en y ajoutant une épithète pour distinguer les différens gîtes.

Les *rake-veins* sont de véritables *filons*, dans l'acception géologique de ce mot.

Les *pipe-veins* sont des amas ordinairement assez étroits et de forme allongée, le plus souvent parallèles aux plans des couches.

Les *flat-veins* sont de petits lits de minerais intercalés au milieu des couches.

Les *rake-veins* ou *filons* sont le gîte le plus fréquent du minerai de plomb dans le Cumberland. Les caractères qu'ils présentent rentrent tout-à-fait dans ceux que l'on a reconnus en général dans les filons. Le plus souvent on observe qu'il y a eu un glissement sur un des côtés de la roche qui encaisse le filon; quelquefois même la différence de niveau entre les couches correspondantes des deux parois est très considérable; certains filons ne forment pas un seul plan, mais plusieurs, dont l'ensemble présente des espèces de marches ou de zig-zags. Dans ces filons, les parties qui sont verticales, ou du moins perpendiculaires aux couches, ne sont pas au-dessous l'une de l'autre dans les différentes couches; mais la continuité entre elles est maintenue par une prolongation du filon dans le sens horizontal, au travers d'une couche d'une autre nature, qui est ordinairement une argile schisteuse, ou plus généralement une roche feuilletée; tandis que la partie verticale du filon est encaissée dans une roche calcaire ou un grès. C'est un genre de structure analogue à celle que Werner avait signalée comme un accident rare, et qu'il avait observée au filon dit *Halsbrückner-Spath*, près de Freyberg. Il paraît que dans le Cumberland, il y en a plusieurs exemples, et même la plupart des filons y présentent quelques traces de ce genre de structure; on remarque fréquemment qu'un filon qui pénètre au milieu de plusieurs couches parallèles, Filons *rake-veins*.

traverse perpendiculairement les couches calcaires, et un peu obliquement les couches schisteuses.

Ces filons sont aussi, en général, plus étroits dans ces dernières couches ou dans les grès, que dans les couches calcaires. Une puissance de moins d'un pied, devient tout-à-coup de 3 ou 4 pieds; on cite même le riche filon de Hudgillburn, dont la puissance est de 17 pieds dans la couche calcaire dite le *great-limestone*, tandis qu'elle ne dépasse pas 5 pieds dans la couche de grès inférieure, qui est désignée sous le nom de *watersill*.

Pour expliquer cet élargissement, d'après l'opinion reçue que les filons sont des fentes remplies, on a pensé que dans des filons dont, comme on vient de le dire, la direction à travers les couches successives du terrain est alternativement perpendiculaire ou oblique, le rejet ou la chute d'une des parois avait dû naturellement produire ces différences de largeur à différens étages. Cette hypothèse est ingénieuse, et il est difficile de ne pas présumer qu'elle ne soit applicable au moins à quelques cas; cependant on ne voit pas qu'elle soit encore appuyée d'observations locales assez précises. Il est aussi probable que d'autres causes ont contribué à cet élargissement remarquable des filons du Cumberland à travers certaines couches.

Cette influence, que la nature de la roche des parois semble exercer sur les filons, n'est pas la seule; elle détermine aussi presque toujours leur richesse en minerai de plomb, observation ana-

logue à ce qui a été reconnu dans les filons d'autres contrées, notamment à Kongsberg, en Norvége. Les filons du Cumberland sont constamment plus riches, même proportionnellement à leur puissance, dans les parties qui traversent des couches calcaires, que dans celles qui correspondent à des couches de grès, et surtout à des roches schisteuses. Il est rare que dans les roches de *Plate*, argile schisteuse solide, le filon contienne du minerai; il est alors ordinairement rempli d'une espèce de glaise.

Il y a même certaines couches calcaires à travers lesquelles les filons sont plus particulièrement métallifères que dans les autres couches de même nature. La couche dite *great-limestone*, dont nous avons déjà parlé, est celle qui enrichit le plus les filons, c'est-à-dire celle dans laquelle ils sont à la fois et plus larges et plus riches : aussi cette couche fournit, à elle seule, plus de minerai que toutes les autres. Les couches calcaires supérieures sont aussi en général plus productives que les inférieures. Dans la plupart des mines, les filons ne sont pas exploités au-dessous de la cinquième couche calcaire (*four fathom limestone*), qui est à 307 yards (280 mètres) de profondeur au-dessous du *millstone-grit*; et comme on a vu ci-dessus que la première couche calcaire est à 108 yards, il en résulte que l'épaisseur de la partie du terrain où les filons sont riches en plomb n'excède pas en général 200 yards (182 mètres). Ce-

pendant il paraît qu'on a exploité des filons, aux environs d'Alston-Moor, dans la profondeur, jusqu'à la onzième couche calcaire, le *tyne-bottom limestone*, qui est à 418 yards (382 mètres) sous le *millstone-grit*, immédiatement au-dessus du *whin-sill*, et qu'on s'est élevé quelquefois plus haut que la première couche calcaire, jusqu'à la couche de grès dite *grindstone-sill*, qui n'est qu'à 83 yards (75 mètres) au-dessous de la même couche de *millstone-grit*, en sorte que l'épaisseur totale du terrain plombifère est au plus de 336 yards (307 mètres). On assure cependant qu'on a reconnu des filons plombifères encore plus bas, dans la puissante couche calcaire déjà indiquée, le *melmerby scar limestone*; mais ils n'ont pas été exploités.

Il est à remarquer que cette dernière couche calcaire est au-dessous du *whin-sill*, à environ 108 mètres, suivant M. Forster; cependant il n'indique pas positivement de minerai de plomb dans le *whin-sill*; mais M. Sedgwick parle de filons de galène, de blende et de baryte sulfatée qui traversent cette dernière roche. Ce fait mérite d'être remarqué, à cause de l'analogie qu'il présente avec ce qui a lieu dans quelques filons du Derbyshire, comme on le verra plus bas.

Le plus grand enrichissement d'un filon est ordinairement dans les points où ses deux parois, étant peu rejetées, sont d'une même roche; il

s'appauvrit, au contraire, quand il y a une paroi calcaire et une autre d'argile schisteuse.

Le minerai exploité est le plomb sulfuré; d'autres substances plombifères s'y rencontrent çà et là; mais elles sont en général d'une faible importance pour le mineur, à l'exception du plomb carbonaté, qui est assez abondant dans quelques mines pour être recueilli. Les minéraux qui accompagnent le plus souvent le plomb, sont la chaux carbonatée, la chaux fluatée, la baryte sulfatée, le quartz et les pyrites.

Tout ce qui précède suffit pour donner une idée des filons plombifères du Cumberland; nous jugeons inutile d'entrer dans de plus grands détails, et de parler des croisemens de filons, des filons stériles, etc. : sous tous ces rapports, les filons du Cumberland ne nous ont pas paru présenter des caractères différens de ceux qu'on a observés dans les filons d'autres contrées.

Les amas (*pipe-veins*) sont rarement très étendus en longueur; quelques-uns ont présenté une largeur assez considérable; leur composition est assez semblable à celle des filons ou *rake-veins*. Ils se rencontrent ordinairement dans leur voisinage, quelquefois même en communication évidente avec eux; ils sont souvent stériles; mais on assure que quand un *pipe-veins* large est métallifère, il est très productif. *Amas pipe-veins.*

Les veines (*flat-veins* ou *strata-veins*), ou petites couches de minerai, paraissent n'être autre *Veines flat-veins.*

chose que des épanchemens de la matière du filon entre les plans des couches; elles contiennent les mêmes minéraux que le filon qui les avoisine. Lorsqu'elles sont métallifères, on les exploite en même temps que le filon adjacent; elles ne sont ordinairement productives que jusqu'à une certaine distance de ce filon, à moins qu'elles ne soient de nouveau enrichies par la rencontre d'un filon croiseur. On cite quelques exemples d'exploitations avantageuses sur des *flat-veins* dans le *great-limestone*, notamment dans les mines de *Coalcleugh* et de *Nenthead*.

Néanmoins, ce sont les filons ou *rake-veins* qui fournissent la très grande partie du plomb qui provient chaque année du Cumberland et des comtés adjacens. M. Forster donne une liste de cent soixante-cinq mines de plomb qui ont été ou sont actuellement exploitées dans cette contrée.

(b) *Mines de plomb du Derbyshire.*

Constitution du calcaire métallifère du Derbyshire.

Le terrain de calcaire métallifère occupe, dans le Derbyshire, une longueur d'environ 40 kilomètres du nord-ouest au sud-est, et une largeur très variable, qui, vers le sud, atteint 24 kilomètres. Castleton, au nord; Buxton, au nord-ouest, et Matlock, au sud-est, se trouvent à peu près sur ses limites. Il est entouré, presque de tous côtés, par le *millstone-grit*, qui le recouvre, et qui est lui-même recouvert par des terrains houil-

lers; on ne connaît pas la nature du terrain sur lequel repose ce terrain calcaire. La stratification plonge faiblement vers l'est; mais elle présente beaucoup de variations, par suite de grandes failles, qui paraissent avoir occasioné des dérangemens considérables.

Nous avons vu que dans le Cumberland, le terrain de calcaire métallifère renfermait une couche de trapp, désignée sous le nom de *whin-sill;* dans le Derbyshire, le trapp est beaucoup plus abondant, et il est intercalé trois fois au calcaire. Ces deux roches constituent, à elles seules, tout le terrain, sur une épaisseur d'environ 500 mètres, à partir du *millstone-grit;* seulement, dans la partie supérieure, c'est-à-dire près du contact avec le *millstone-grit*, on trouve des schistes argilo-calcaires sur une assez grande épaisseur.

On distingue quatre grandes couches ou assises calcaires, auxquelles sont intercalées trois couches ou masses de trapp. Il existe aussi quelques couches ou masses de trapp, mais de peu d'épaisseur, dans le milieu de la couche calcaire, qui est la troisième à partir de la surface, et plus rarement dans la première.

Cette première couche calcaire, celle qui est la plus élevée, a environ 45 mètres d'épaisseur; la seconde autant, la troisième 64 mètres; et la quatrième, qui est la plus inférieure, a au moins 76 mètres; mais on ne connaît pas exactement son épaisseur.

Les roches calcaires de ce terrain sont en général compactes, un peu esquilleuses, le plus souvent d'un gris blanchâtre ou jaunâtre; mais il y a aussi, et dans chacune des quatre couches, des calcaires de couleur foncée et même noire; on en tire de très beaux marbres. Les différens lits qui composent chaque couche sont souvent séparés par des veines minces d'argile.

Beaucoup de ces calcaires sont mêlés de rognons de silex, souvent aplatis, minces et très étendus parallèlement aux plans des couches; ce silex, que les Anglais distinguent de la pierre à fusil, sous le nom de *chert*, est souvent noir, mais quelquefois de couleur claire; on le recueille pour les fabriques de poterie et même de porcelaine. Il y a même, dans le premier et le deuxième calcaire, des bancs qui sont presque entièrement pénétrés de silex, de manière qu'on ne peut les convertir en chaux; on en a tiré quelquefois des meules.

Dans la partie supérieure du deuxième calcaire, la roche calcaire est magnésifère; sa texture est un peu saccharoïde, mais lâche et à grains peu serrés, ce qui la distingue de tous les calcaires saccharoïdes que l'on connaît dans plusieurs autres terrains de transition et terrains primitifs. Les encrines sont très fréquentes dans tous ces calcaires, comme dans ceux du Cumberland; on y trouve aussi des madrépores, des anomies, des productus et autres coquilles fossiles.

Dans ces différentes couches calcaires, on a

découvert beaucoup de cavernes, dont plusieurs, souvent visitées par les voyageurs, ont acquis une sorte de renom. Il y en a une auprès de Matlock, dans la partie du deuxième calcaire, qui est magnésifère; ces cavernes sont surtout fréquentes dans la première couche calcaire, et encore plus dans la quatrième. On assure que quand les mineurs rencontrent, par leurs travaux, une de ces cavernes, ils cherchent à y conduire les eaux de la mine, parce qu'elles y trouvent ordinairement un écoulement extérieur.

Les trois couches ou masses de trapp qui séparent les quatre grandes couches calcaires, ont le plus souvent la structure amygdaloïde. Les noyaux, dont la dimension assez variable ne dépasse guère celle d'une noisette, sont en général remplis de chaux carbonatée lamelleuse avec une terre verte, rarement de quartz agate; ces amygdaloïdes sont connues dans le pays sous le nom de *toad-stone*.

La pâte du *toad-stone* est le plus souvent dure et solide, et en général de couleur foncée, souvent noirâtre; quelquefois elle est terreuse, et alors souvent de couleur plus claire. Il est difficile de prononcer généralement que cette nature terreuse soit un résultat de décomposition. La roche a presque toujours une cassure compacte; mais on cite quelques variétés rares qui prennent une structure schisteuse. Dans chaque couche de *toad-stone* on n'observe point de lits différens,

et même chaque couche est limitée en dessus et en dessous peu régulièrement ; c'est ce qui fait regarder ces *toad-stone* par plusieurs géologues, non comme des couches, mais comme des masses intercalées.

On sait que depuis long-temps on avait avancé que ces roches étaient volcaniques, et cette opinion, qui avait été abandonnée, a repris une grande faveur depuis quelques années.

Divers gîtes de minerais.

C'est dans ce terrain de calcaire et trapp que se trouvent les mines de plomb du Derbyshire; on y exploite aussi de la calamine. Les différens gîtes de la galène y sont distingués en *rake-veins*, *pipe-veins* et *flat-veins*, comme dans le Cumberland; cependant ces deux derniers gîtes y sont beaucoup plus rares, et il paraît qu'on n'exploite guère aujourd'hui que les filons, ou *rake-veins*.

Les gangues les plus ordinaires de la galène dans ces filons, sont la chaux fluatée et la chaux carbonatée lamelleuse; on y trouve aussi de la baryte sulfatée, qui, dans les cavités, se présente le plus souvent en mamelons hémisphériques blancs, formés du groupement de cristaux tabulaires crêtés : c'est cette variété qui est ordinairement désignée sous le nom de *cawk*, que les mineurs lui ont donné.

La chaux fluatée y est souvent en beaux cristaux, qui sont depuis long-temps connus des minéralogistes; mais dans quelques filons, qu'elle remplit entièrement, elle forme des masses concrétion-

nées, que leurs vives couleurs, disposées par bandes parallèles contournées, ont fait rechercher pour en fabriquer des plaques, des vases et autres objets d'agrément. Il y a dans le pays plusieurs manufactures où l'on travaille cette belle substance, qui se vend à des prix assez élevés; souvent on chauffe les pièces avant de les terminer et de les polir, dans le but de rendre les couleurs plus vives et plus tranchées, et de faire disparaître les parties nuageuses.

Ce que les filons du Derbyshire présentent de plus remarquable, est leur disposition extraordinaire par rapport aux roches du terrain dans lequel ils se rencontrent. Le fait a été signalé depuis long-temps aux géologues: les filons existent dans les couches calcaires, et lorsque l'exploitation conduit à la partie inférieure de la couche et entre dans le *toad-stone*, le filon disparaît; mais on assure qu'il est arrivé quelquefois qu'on l'a retrouvé dans le calcaire inférieur, après avoir traversé le *toad-stone*. Position des filons par rapport aux roches.

On a cherché dès l'origine à tirer de cette observation, une objection contre le principe fondamental de la théorie des filons de Werner: on croyait y voir une preuve incontestable que les filons ne peuvent être des *fentes remplies*; cependant la plupart des géologues ont jugé dès-lors, avec raison, que les conjectures théoriques, qui paraissent résulter nécessairement de l'ensemble des caractères de tous les filons des diverses con-

trées, ne pouvaient être détruites par un exemple contraire tout-à-fait unique, et d'autant moins que ces filons irréguliers du Derbyshire, sont d'ailleurs entièrement semblables aux autres filons, dans leur composition, leur structure, etc.: on a donc pensé qu'il était impossible d'établir aucune opinion relativement à ces filons, et que sans doute des observations ultérieures serviraient à éclaircir cette difficulté.

En effet, on a constaté depuis que le fait de l'interruption des filons par le *toad-stone*, quoique bien réel dans le plus grand nombre des mines, ainsi qu'on l'avait annoncé, n'était pas, à beaucoup près, général. Dans la liste que M. Farey donne de toutes les mines qui ont été ou qui sont encore exploitées dans le Derbyshire, et dont le nombre s'élève à deux cent quatre-vingts, il y en a dix-neuf dans lesquelles il affirme qu'on a trouvé du minerai dans le *toad-stone*. Nous avons visité deux de ces mines, celle de *Pindale* (ou plutôt de *Nunleys*, près de *Pindale*) auprès de Castleton, dont Faujas-de-Saint-Fond a déjà parlé, et celle de *Sevenrakes*, près de Matlock; dans l'une et l'autre, le filon se prolonge, au-delà du calcaire, dans un *toad-stone* terreux. A Sevenrakes, à la vérité, le filon éprouve un changement notable en entrant dans le *toad-stone*. Ce n'est plus un seul filon bien réglé comme dans le calcaire, c'est un assemblage de petits filons assez parallèles, très rapprochés; mais on y trouve un peu de ga-

lène, et la gangue y est de même nature que dans le calcaire. Ce changement de structure et de dimension du filon dans les deux roches, n'a rien qui soit extraordinaire; on en connaît ailleurs plusieurs exemples, et l'on a vu ci-dessus que le Cumberland avait présenté des changemens analogues.

Ces observations conduisent à reconnaître que ces filons, ceux au moins qui passent du calcaire dans le *toad-stone*, présentent les mêmes caractères que les filons en général. L'anomalie indiquée n'y existe pas, et rien ne s'oppose à ce que l'hypothèse des *fentes remplies* ne soit tout aussi applicable à ces filons qu'à tous les autres.

Il paraît qu'aujourd'hui tous les géologues qui ont visité le Derbyshire, adoptent cette opinion; mais on n'est pas également d'accord relativement aux autres filons de la même contrée qui sont interrompus par le *toad-stone*. Ce n'est pas qu'on ne soit en général disposé à les considérer aussi comme de véritables filons, c'est-à-dire comme des *fentes remplies;* mais, pour rendre raison de leur interruption, quelques personnes ont supposé qu'ils sont d'une époque beaucoup plus ancienne que les filons traversant le *toad-stone* et que le dépôt de *toad-stone* lui-même; que ces filons plus anciens se sont formés dans le terrain lorsqu'il n'était encore composé que de couches calcaires, et que toutes leurs parties formaient alors continuité, comme cela a lieu ordinairement dans tous

les filons; qu'enfin, leur interruption actuelle n'a été opérée que postérieurement, par le *toad-stone*, qui est venu s'intercaler entre les couches calcaires.

Cette hypothèse tient à une autre bien plus générale, suivant laquelle un grand nombre de faits géologiques, même tout-à-fait étrangers aux terrains regardés essentiellement comme volcaniques, seraient dus à l'action d'un grand foyer souterrain, qui, à toutes les époques même les plus reculées, aurait causé à la surface du globe de vastes dégradations, des soulèvemens, et y aurait amené du sein de la terre des déjections considérables, tant au-dessus qu'*au milieu même* des couches dont elle était alors composée. Nous avons déjà dit que M. le professeur Sedgwick avait émis formellement cette hypothèse d'une injection du *whin-sill* entre les couches calcaires du Cumberland.

Il serait trop long d'entrer ici dans la discussion de ces idées systématiques qui semblent aujourd'hui prédominer, et qui sont adoptées avec plus ou moins de modifications par plusieurs géologues distingués : cette discussion est d'ailleurs tout-à-fait étrangère au sujet qui nous occupe; car même, en adoptant cette hypothèse, nous ne voyons pas qu'elle puisse servir en aucune manière à expliquer l'anomalie observée dans la plupart des filons du Derbyshire, savoir, leur interruption par le *toad-stone*.

En effet, la distinction de deux époques de for-

mation de filons dans cette contrée, dont les premiers seraient antérieurs et les autres postérieurs à l'existence du *toad-stone*, est entièrement gratuite, et l'on ne voit pas qu'on ait cité aucune différence essentielle entre ces filons qui puisse suffisamment appuyer cette supposition; tout porte à croire, au contraire, que les filons qui sont interrompus par le *toad-stone* et ceux qui les traversent, ont été formés à une même époque, et par conséquent postérieurement à l'existence du *toad-stone*, quelle que soit d'ailleurs l'origine que l'on veuille supposer à cette roche : ainsi, pour rendre raison de l'anomalie singulière de ces filons, il faut mettre de côté toutes les hypothèses géologiques sur la formation des roches qui les renferment.

Mais est-il bien vrai que l'interruption de la plupart des filons du Derbyshire par le *toad-stone*, doive être regardée, ainsi qu'on le pense assez généralement, comme une anomalie tout-à-fait extraordinaire? Si l'on compare cette anomalie avec celles qui ont été observées dans des filons d'autres contrées, on ne peut s'empêcher de reconnaître entre elles beaucoup d'analogie. Rien ne paraît s'opposer à ce que les filons du Derbyshire, interrompus par le *toad-stone*, ne soient regardés comme rentrant dans la classe de ces filons en zigzags ou en escalier, dont nous avons parlé plus haut, qu'on a reconnus dans plusieurs pays, et notamment dans le Cumberland, et qui ne sont

qu'un cas particulier facile à concevoir dans l'hypothèse de la formation des filons par des fentes. Il y a une différence si grande de ténacité entre le calcaire et le *toad-stone*, qu'il est naturel d'imaginer qu'une cause de dérangement aura dû agir différemment sur l'une et l'autre roche ; et quant aux changemens de nature et de structure que les filons présentent dans le *toad-stone* lorsqu'ils le traversent, ce n'est qu'un nouvel exemple de ce qui a lieu dans tous les filons du Cumberland, qui, comme on l'a vu, éprouvent de grandes variations en puissance et en richesse en traversant les différentes couches.

Cependant on peut objecter, avec raison, que dans les filons en escalier, qui ont été bien reconnus, on trouve ordinairement quelques traces de la gangue du filon dans les ressauts, c'est-à-dire dans les parties de la fente présumée qui sont parallèles aux plans des couches ; tandis qu'il ne paraît pas qu'on ait rien cité de semblable dans les filons du Derbyshire : cela est vrai ; mais aussi n'est-il pas permis de penser que l'on ne s'est jamais occupé avec soin de rechercher ces traces de filon à la surface et dans l'intérieur du *toad-stone*. Cette roche est d'un travail si difficile et si coûteux, l'expérience de sa stérilité est si générale, qu'on doit croire que presque partout les mineurs ont abandonné leurs travaux à son approche, et même souvent avant d'y pénétrer, puisqu'il paraît que le filon commence ordinairement à s'ap-

pauvrir dans la partie du calcaire qui avoisine le *toad-stone*; le fait seul de la prolongation du filon à travers le *toad-stone* dans dix-neuf mines, semble autoriser à présumer que, dans la plupart des autres, on pourrait en trouver des traces au contact avec le calcaire, et que peut-être on y rencontrerait le filon rejeté latéralement à quelque distance au milieu du *toad-stone*.

En mettant en avant ces conjectures, nous sommes loin néanmoins de prétendre qu'elles fournissent une explication définitive de la disposition des filons du Derbyshire; il nous a paru seulement qu'elles s'appliquaient assez bien aux faits tels qu'ils ont été présentés jusqu'ici, et tels qu'ils nous sont connus, mais il n'est pas impossible que des observations ultérieures ne rectifient, sous certains rapports, les idées que l'on s'en est formées, et ne fassent voir ces filons sous un nouveau jour. Nous regrettons beaucoup qu'aucun des premiers géologues anglais, qui ont jeté depuis vingt ans tant de lumières nouvelles sur les terrains secondaires, n'ait encore donné une attention suivie au Derbyshire et à ses filons extraordinaires; du moins nous n'avons pas connaissance qu'ils aient encore rien publié à ce sujet.

Exploitation dans le Cumberland.

On trouve, dans un Mémoire de M. Sentis, élève ingénieur des Mines, les détails suivans sur l'exploitation du Cumberland.

L'exploitation dans le Cumberland est simple.

Les notions que nous avons données sur l'aspect extérieur du district minéral d'Alston-Moor, sur sa constitution géologique et sur les filons métallifères qui le traversent, font prévoir que l'exploitation dans ce district doit présenter peu de difficultés. La disposition montueuse de la contrée permet, en effet, d'établir des galeries d'écoulement, et ne nécessite pas ces puissantes machines d'épuisement que l'on voit dans le Cornouailles. En outre, les roches dans lesquelles les filons sont principalement productifs, ont une solidité telle, que les parois des galeries que l'on y creuse, se soutiennent presque toujours sans muraillement ni boisage. Les travaux souterrains ne peuvent être, d'après cela, qu'une simplification des travaux exécutés dans d'autres pays, et que l'on connaît. Toutefois, nous dirons ici en quoi consiste cette simplification, nous attachant particulièrement à rapporter ce que nous avons appris sur la conduite des travaux de recherche, et sur quelques travaux établis dans un but d'intérêt général et d'avenir.

Travaux de recherche.

Il arrive assez souvent, à Alston-Moor, qu'un filon se montre à la surface, mais la terre végétale recouvrant la formation carbonifère, ne permet pas de le découvrir, et ce n'est guère que dans les lieux où les roches sont à pic, que l'on peut suivre un peu le filon et le reconnaître. On examine alors quelle portion de la formation il traverse; d'après cela, et d'après des indices que l'expérience a

montrés au mineur-praticien, on décide s'il y a lieu d'espérer que la veine sera productive. Dans le cas de l'affirmative, on fait la demande au possesseur du terrain d'exécuter des travaux de recherche; ce qui est ordinairement accordé pour un temps déterminé, généralement pour six mois. Toutefois, si à l'expiration de ce terme, les travaux n'ont pas eu de bons résultats, on accorde une prolongation de temps. Les parties qui font faire des recherches, sont assujéties aux conditions suivantes : elles doivent commencer l'épreuve à un mois, du jour où le droit a été accordé, puis la continuer d'une manière régulière jusqu'à la fin du terme donné, de telle sorte qu'il y ait chaque jour au moins deux piocheurs travaillant; la cinquième partie de tout minerai extrait est payée comme droit au possesseur.

Level ou galerie d'écoulement.

Dans quelques circonstances particulières, le mineur est obligé de commencer l'épreuve du filon en fonçant un puits; mais vu la nature montueuse de la contrée, il est presque toujours conduit à pousser une galerie horizontale (*level*) à partir du versant d'une colline, ayant soin de choisir la couche la plus favorable au creusement, parmi celles que la position lui permet de prendre. Ce *level* est toujours de dimensions assez grandes pour laisser un passage libre aux hommes et aux chevaux; ainsi, il a ordinairement 5 pieds de largeur au bas, puis la distance entre les parois devient de plus en plus grande, jusqu'à la moitié

de la hauteur où cette distance atteint 4 pieds. Le reste est construit en forme d'arche, de façon à donner une hauteur totale de 6 à 7 pieds. Le prix du creusement de cette galerie varie nécessairement avec la nature des couches qu'elle pénètre. Ainsi, dans les couches d'argile, le creusement coûte de 1 liv. sterling à 6 liv. sterling par fathom; dans celles de grès, de 10 liv. sterling à 12 liv. sterling, et plus encore dans le calcaire. D'ailleurs, la galerie n'ayant qu'une très faible inclinaison, elle peut, en vertu d'une inclinaison rapide des couches, pénétrer dans plusieurs d'entre elles. On a décidé, à l'avance, dans quelle couche on veut principalement reconnaître le filon, alors on creuse la *level* un peu au-dessous de cette couche, et à une certaine distance de la veine. Généralement, on l'établit de telle sorte qu'elle soit d'un même côté de la veine, et qu'on puisse atteindre celle-ci en élevant, à partir de la *level*, des puits verticaux qu'on appelle *rises*. Au contraire, la position de la galerie d'écoulement peut être telle, que l'exploitation se fasse au-dessous; les puits que l'on creuse alors pour atteindre le gîte, portent le nom de *sumps*. Enfin, on atteint aussi le filon par des galeries peu inclinées, partant du *level* et poussées transversalement au filon; elles portent le nom de *cross cuts*. Dans tous les cas, une galerie horizontale d'environ 6 pieds de haut, appelée *drift*, et établie dans le filon, joint entre eux tous ces puits partant de la galerie d'écoulement et

Puits ou *sumps*.

Cross cuts. Drift.

aboutissant à la veine. Si la veine est riche, l'exploitation se fait alors de suite d'une manière régulière, sinon l'on continue les travaux de recherche, en suivant les parties moins pauvres du filon.

L'exploitation proprement dite, ou le travail régulier, se fait comme il suit : pendant que l'on continue la *drift*, d'autres mineurs poussent dans le gîte des *rises* ayant de 8 à 10 fathoms de hauteur, et à l'extrémité supérieure de ceux-ci ; ils établissent une galerie horizontale semblable à la *drift* inférieure, et qui porte le nom *heading*. Dans cette nouvelle galerie, on exécute des travaux analogues à ceux exécutés dans la galerie inférieure. On a ainsi deux systèmes de travaux, l'un au-dessous de l'autre, et l'on augmente ce nombre si la veine est très productive. Ces systèmes sont, comme on le voit, séparés par de longs piliers, que l'on exploite alors par gradins renversés. Ainsi, deux ouvriers avancent la *drift* en soutenant la galerie par des morceaux de bois disposés irrégulièrement, et quelquefois par des poteaux distans de 5 à 6 pieds ; pendant leur travail, deux autres ouvriers cassent les morceaux arrachés, et font un premier triage, en mettant de côté les parties privées de minerai. Quand ces ouvriers se sont avancés de 7 à 8 fathoms, un nombre égal de mineurs exploite le toit de la galerie formée précédemment. Ceux-ci s'établissent sur un plancher qu'ils bâtissent au moyen de mor-

Exploitation proprement dite.

Rises.

Heading.

ceaux de bois transversaux qui s'appuient sur les parois du filon, et ils s'élèvent sur les déblais ou parties stériles, appelées *deads*, qu'ils abandonnent sur le plancher. Plusieurs systèmes d'ouvriers peuvent, comme on sait, s'établir ainsi, et à cet égard, l'exploitation du Cumberland ne présente rien de remarquable.

Deads.

Les *flats* ne se rencontrant que dans les couches calcaires, qui ont toutes une solidité très grande, il suffit de maintenir le toit par quelques poteaux verticaux.

Emploi de la poudre.

L'exploitation se fait d'ailleurs généralement à la poudre, tout-à-fait comme dans le Cornouailles. On n'a pas encore, toutefois, remplacé par une petite tige en cuivre, celle en fer que l'on emploie pendant le bourrage de l'argile qui forme le trou, et à laquelle sont dus souvent de graves accidens. Enfin, on use très peu de cartouches enduites de goudron, la quantité d'eau qui filtre dans la roche étant très faible.

Associations de mineurs.

Presque tous les travaux des mines se font, à Alston-Moor, par des associations de quatre, six ou huit mineurs, et quelquefois de douze. Dans le creusement des galeries ou dans l'exploitation des veines, on leur accorde une certaine longueur, généralement de 15 à 20 fathoms. Les associés s'engagent, avec le directeur de mine, à travailler à un certain prix pendant un temps déterminé; comme ces marchés sont établis d'après l'aspect actuel de la veine ou des couches, un changement

inattendu peut survenir, et être une cause de perte ou de gain pour le mineur, comme cela est arrivé plusieurs fois, et particulièrement dans l'exploitation de la mine d'Hudgill-Burn; le marché ne comprend pas seulement le travail souterrain, mais encore les dépenses pour la poudre, les chandelles, le transport au jour des matières stériles et du minerai, et enfin le lavage donnant un minerai bon pour la fonte. Le prix du travail est fixé à tant par bing (de 8 quintaux) de minerai amené à cet état. Dans quelques veines on extrait le minerai pur et d'une manière aisée; dans d'autres, il faut employer la poudre. Le minerai dans le filon est d'ailleurs plus ou moins mélangé de matières étrangères, et quelquefois la veine, quoique pure est si mince, qu'il faut entamer une énorme quantité de matières stériles pour obtenir un espace suffisant pour le travail. C'est au moyen de ces diverses circonstances que le prix du travail est déterminé. Plusieurs des veines riches de Hudgill-Burn ont été exploitées au taux de 8 liv. ou 10 liv. par bing; à la mine de Holyfied, le bing est revenu à 14 liv. et 16 liv., tandis que d'autres veines ont coûté de 34 liv. à 40 liv. par bing, et au-delà. La moyenne, à Alston-Moor, est estimée environ 30 liv. par bing. Si l'on ajoute 4 liv. ou 5 liv. pour le transport de chaque bing à l'usine de Langley, distante de 13 milles d'Alston, et où l'on fond une grande partie du minerai extrait dans le district, on a moyennement 34 liv. pour le prix du

bing de minerai prêt à fondre. Les frais de fonte et de transport du plomb au dépôt établi à Newcastle, permettent de calculer le prix du plomb. Il paraît que ce prix doit être presque doublé pour rembourser le propriétaire de la mine des frais nécessités par les travaux de recherche et les travaux (*dead works*), qui ne rapportent aucun profit, comme l'établissement des galeries horizontales hors du gîte.

Ventilation. La ventilation, dans les mines d'Alston, a reçu à diverses époques de notables améliorations. Bien que souvent un courant d'air s'établisse naturellement entre la galerie d'écoulement et quelque puits foncé de la surface, on a été plusieurs fois obligé de fouler de l'air jusqu'à des distances dépassant 600 yards. Une des machines que nous avons vue le plus souvent employée, est la trompe (*water blast*). On voit une semblable machine établie au puits de Whimsy, près de Neuthead, où elle ne ventile, il est vrai, qu'une petite étendue; mais elle conduit l'air pur jusqu'à 600 yards, à partir du fond du puits de Neutsbury, et on l'a employée dans le Turdale, pour ventiler une galerie de 1 mille de long. Il est facile de voir que cette espèce de machine est une des plus convenables que l'on puisse choisir, vu les circonstances où l'on se trouve à Alston, sur le sommet de la colline, où le puits se trouve creusé; on doit, en effet, établir une machine économique, et n'exigeant qu'une petite quantité d'eau. La trompe

satisfait bien à ces conditions, et d'ailleurs, l'eau qui tombe se réunit au bas du conduit vertical dans une citerne, d'où elle s'écoule dans la galerie d'écoulement.

La matière composant les tuyaux de conduite de l'air a varié. On a employé des tuyaux d'étain à la mine de Tyne-Bottom. Des tuyaux de fonte furent d'abord introduits dans la mine de Ramy-gille. Enfin, M. Dickinson, le directeur (*moor-master*) actuel des mines d'Alston, a fait usage de conduits de plomb. Le premier de ces métaux se détériore promptement; cependant il a, comme les deux autres, de grands avantages sur les conduits de bois employés précédemment : ceux-ci rendaient, en effet, l'air impur en se pourrissant rapidement. Les tuyaux de plomb sont, à la vérité, les plus coûteux; mais ils ont une plus longue durée et une plus grande valeur quand on les enlève. **Tuyaux de conduite en étain.** **En fonte.** **En plomb.**

Le transport du minerai au jour, se fait au moyen de waggons roulant sur des rails en fer, établis dans la galerie d'écoulement. Dans l'intérieur de la mine, le minerai est jeté par des cheminées ménagées à cet effet au milieu des remblais, dans la galerie, où on le charge dans les waggons. Quand on élève le minerai dans l'intérieur de la mine, on le fait au moyen de seaux et de treuils mus à bras d'homme. On emploie un tambour et des chevaux, si l'élévation se fait par puits jusqu'au jour. Les waggons sont en chêne **Transport du minerai.**

épais, et leurs dimensions intérieures sont les suivantes :

	pieds.	pouces.
Longueur au sommet...........	6	0
——— au bas.............	4	4
Largeur au sommet............	1	6
——— au bas...............	0	10
Profondeur...................	2	6
Hauteur totale du waggon......	4	0

Le fond du waggon peut s'ouvrir en forme de trappe, de manière à laisser tomber tout le contenu.

L'association des mineurs exploitans paie les conducteurs des waggons. On compte tant par *shift* ou charge de huit waggons. Le prix varie naturellement avec la longueur du chemin à parcourir; toutefois, ce prix est fixé par les maîtres de la mine, qui ont intérêt à ce que le transport se fasse avec les moindres frais pour leurs ouvriers. Les waggons sont fournis par les maîtres de la mine, les chevaux par ceux auxquels le transport est adjugé. Quelquefois un cheval ne traîne qu'un waggon à la fois; mais sur de bons rails, il en traîne deux, et peut dans sa journée amener de 16 à 24 waggons au jour. Dans le prix du transport, qui varie entre 3 shillings et 8 shillings par *shift*, on ne fait pas attention au poids du contenu; on y comprend, d'ailleurs, le remplissage des waggons et le déchargement.

Observations. D'après les détails qui précèdent, on voit que

l'exploitation du Cumberland ne présente rien de remarquable, si ce n'est un mode particulier de paiement des mineurs, que nous avons vu d'ailleurs adopté dans plusieurs districts minéraux de l'Angleterre. Ce mode a des avantages qui se présentent immédiatement à l'esprit. Remarquons, en effet, que pour pénétrer dans l'intérieur de la terre, pour arracher de son sein les matières utiles, le travail d'un grand nombre d'hommes est nécessaire ; de telle sorte que la plus grande dépense dans l'exploitation, consiste à payer un travail manuel. Ceci s'applique principalement au district minéral d'Alston-Moor; une bonne direction des choses doit donc tendre non-seulement à appliquer de la meilleure manière les moyens mécaniques en petit nombre que nous y voyons employés, mais encore à utiliser le plus possible le travail des hommes, tout en excitant chez les mineurs un esprit de recherche et d'observation, qui ne peut manquer de produire les plus heureux résultats.

C'est ce but qui nous semble avoir été atteint en Angleterre.

Nous voyons, en effet, à Alston-Moor, les filons explorés par des puits, des galeries horizontales, de manière à diviser le champ d'exploitation en parties qui peuvent être adjugées à certaines associations de mineurs. Nous voyons ceux-ci s'engager à arracher le minerai, à l'extraire au jour, le préparer pour le marché, le tout à un

prix qui est dans un certain rapport avec le prix de vente. Ils paient d'ailleurs tout ce qu'ils emploient, comme outils, poudre, chandelles, etc. Or, il est évident que les propriétaires des mines, après avoir payé les travaux qui ont amené la découverte d'un filon, ont un grand avantage à admettre, pour une époque déterminée convenablement, une association de mineurs dont l'intérêt est non-seulement de rechercher toute portion de minerai que l'on peut enlever, mais encore de séparer le plus possible la gangue, afin que le lavage se fasse plus aisément et leur coûte moins cher. Ils exercent d'ailleurs tour à tour une surveillance active sur les ouvriers par les mains desquels le minerai passe, et qu'ils paient. Tout tend ainsi à une économie générale, que ne peut guère atteindre une surveillance exercée sur un grand nombre de mineurs par quelques hommes préposés à cet effet. Nous ne dissimulons pas, toutefois, les difficultés que présente l'établissement d'une direction des choses semblable à celle de l'Angleterre, dans une contrée où l'on ne voit rien de pareil; mais, il nous paraît certain que son adoption en certains points de la France, amènerait les résultats les plus heureux, grâce à l'intelligence mieux conduite de nos ouvriers.

DEUXIÈME PARTIE.

PRÉPARATION MÉCANIQUE DES MINERAIS DE PLOMB (DRESSING).

Les opérations auxquelles on soumet les minerais de plomb en Angleterre, pour les amener au degré de pureté nécessaire au traitement métallurgique, peuvent se diviser en trois classes, qui ont pour objet : Opérations en usage.

1°. Le triage et le débourbage des minerais;
2°. Le broyage;
3°. Le lavage proprement dit.

Avant de décrire ces opérations, nous ferons connaître les appareils qui, suivant les lieux et les circonstances, y sont employés.

Appareils servant au triage et au débourbage.

Ces appareils sont des cribles, des aires à débourber, ou des grilles. Appareils.

1°. Le *grand crible*, employé en Derbyshire pour trier, au sortir de la mine, le minerai en gros et en moyens fragmens, est à treillis de fil de fer; ses mailles sont des carrés de $0^{m},0254$ (1 pouce anglais) de côté. Grand crible.

2°. Un crible plus léger, mais dont le treillis, semblable à celui du précédent, sert à débourber,

dans une cuve pleine d'eau, les gros et les moyens fragmens de minerai.

3°. Quelquefois, en Derbyshire, au lieu de faire usage de ce dernier crible, on se contente d'agiter les fragmens de minerai au moyen d'une bèche, dans une auge pleine d'eau (*standing buddle*).

Aire à débourber.

4°. L'*aire à débourber* (running buddle) sert à la fois au débourbage et au triage du minerai; c'est une surface plane en dalles ou en planches, très légèrement inclinée de l'arrière en l'avant, et bordée sur les côtés postérieurs et latéraux par de petites murailles, dont l'une, celle du fond, présente une échancrure par laquelle on laisse arriver un courant d'eau. Au moyen d'une pelle, on remue le minerai sur cette aire, et on l'expose au courant d'eau. Cet appareil était le seul employé autrefois pour débourber le minerai extrait des mines d'*Alston-Moor*. On lui a généralement substitué le suivant :

Grille.

5°. La *grille* (1) (grate). Elle est composée de barreaux de fer carrés de $0^m,03$ d'épaisseur, sur $0^m,6$ à $0^m,8$ de longueur, placés horizontalement et parallèlement les uns aux autres, en laissant entre eux des intervalles de $0^m,03$; au-dessus, se trouve un canal en bois, qui amène un courant d'eau sur son milieu; au-dessous, est un plan incliné qui conduit à un bassin hémisphérique

(1) C'est la même que celle employée à Poullaouën, sous le nom de *grille anglaise*.

d'environ $0^m,6$ de diamètre, dans lequel se réunit la poussière métallique enlevée par le courant d'eau.

Appareils servant au broyage du minerai.

1°. La *batte de fer* (bucker) était, il y a un certain nombre d'années, le seul instrument employé en Angleterre pour broyer le minerai. Ces *battes* sont formées d'une plaque de fonte de $0^m,076$ carrés (3 pouces anglais), présentant à sa partie postérieure un anneau, dans lequel entre un manche de bois. Aux environs d'*Alston-Moor*, on leur a substitué les cylindres à écraser; mais aujourd'hui encore, en Derbyshire, on se sert généralement de la batte pour briser les fragmens de minerai mélangé, qu'on appelle *knock-stone-stuff*. Battes.

Sur les mines de ce comté, l'atelier des *frappeurs* (knockers) présente un fort beau tréteau, ou un mur de 3 pieds de haut, derrière lequel se trouve une aire plane, un peu plus élevée que sa partie supérieure, et de 4 pieds d'enfoncement; sur cette aire, bordée par-derrière et sur les côtés par de petites murailles, on place le minerai qui doit être broyé. Sur le tréteau ou le mur antérieur, est placée une pierre plate très dure ou une plaque de fonte de $2^m,135$ (7 pieds anglais) de long, de $0^m,189$ (7 pouces) de large, et $0^m,038$ (1 ½ pouce) d'épaisseur, qui porte le nom de

knock-stone. Les ouvriers sont assis devant le *knock-stone*, sur lequel ils écrasent, à coups de batte, le minerai mélangé.

Cylindres à broyer.

2°. Les *cylindres à broyer* (crushing-machine) sont maintenant généralement employés, aux environs d'*Alston-Moor*, pour concasser le minerai mélangé, ce qu'ils opèrent avec une grande économie. Ils y sont connus depuis vingt-cinq à trente ans.

Cette machine est composée d'une paire de cylindres cannelés *y*, *y* (fig. 1, Pl. XV) et de deux paires de cylindres unis *zz*, *z'z'*, qui servent les uns et les autres au broyage du minerai. Les deux cylindres de chacune de ces trois paires tournent simultanément en sens inverse, au moyen des roues dentées *m*, *m*, *m* (fig. 2 et 3) que chaque cylindre porte sur son axe, et qui engrènent deux à deux l'une dans l'autre. Le mouvement est donné par une seule roue hydraulique, dont le cercle, *a*, *a*, *a*, représente la circonférence extérieure. L'un des cylindres cannelés est placé sur le prolongement de l'axe de la roue motrice, qui porte en outre une roue dentée en fonte D, laquelle engrène avec les roues dentées *e*, *e* fixées sur les axes de deux des cylindres unis. En dessus des cylindres cannelés, se trouve une trémie S, qui leur verse, au moyen d'un mécanisme particulier, le minerai, qui est apporté par des chariots A (*waggons*). Ces chariots roulent sur un chemin de bois et viennent se placer au-dessus de la trémie,

et s'y décharger au moyen d'une trappe qui s'ouvre par dehors au milieu de leur fond. Au-dessous de la trémie, il existe une petite auge appelée *sabot* (shoe), dans laquelle descend de lui-même le minerai qu'elle contient, et qui le verse sans cesse sur les cylindres par l'effet des secousses continuelles que lui imprime une tringle de bois *i* (fig. 3), qui y est attachée et qui s'appuie sur les dents de la roue dentée *m*. On règle la position du sabot de manière à ce qu'il ne tombe jamais sur les cylindres assez de minerai pour les engorger. On fait arriver dans le sabot un petit filet d'eau, qui se répand sur les cylindres et les empêche de s'échauffer. Après avoir passé entre les cylindres cannelés, le minerai tombe sur des plans inclinés *n*, *n*, qui le versent sur l'une ou l'autre paire de cylindres unis.

Les cylindres, tant cannelés qu'unis, sont, comme on voit, les parties principales de cette machine. Ils sont en fonte de fer, et ceux à surface unie sont tournés avec soin. Les tourillons des uns et des autres se meuvent dans des crapaudines (*bushes*) de laiton fixées dans les supports en fer K, attachés par des boulons à la charpente qui sert de base à tout le système. Ces supports présentent chacun une longue mortaise, à l'une des extrémités de laquelle est solidement fixée une des boîtes de l'un des cylindres *f*, et dans le reste de laquelle glisse l'une des boîtes de l'autre cylindre *g*; disposition qui permet aux deux cylindres d'être

en contact, ou de s'éloigner d'une petite quantité, suivant que les circonstances l'exigent. Ce cylindre mobile se rapproche du cylindre fixe, au moyen de leviers en fer X, qui portent à leurs extrémités des poids P, et qui s'appuient sur des coins M, lesquels peuvent glisser sur un plan incliné N. Ces coins pressent alors la barre de fer O et font rapprocher le cylindre mobile en poussant la crapaudine qui supporte son axe. Les choses étant ainsi disposées, s'il arrive qu'un fragment très gros et très dur vienne se présenter à une des paires de cylindres, l'un d'eux s'écarte et le laisse passer sans que la machine éprouve aucun dommage.

Outre les trois paires de cylindres qui constituent essentiellement chaque machine à broyer, il en existe souvent une quatrième, qui sert à broyer le minerai qui ne présente pas de gros fragmens, par exemple, les matières moyennement riches et peu riches (*chats* et *cuttings*), produites par le premier criblage au crible à secousses (*Voyez* plus loin, page 558). Les cylindres qui constituent cette pièce accessoire, et qui, à cause de leur usage le plus habituel, s'appellent *chats rollers*, sont unis et semblables aux cylindres *zz* et *z'z'*. L'un d'eux est ordinairement placé sur le prolongement de l'arbre de la roue hydraulique, du côté opposé à la machine principale, et l'autre, placé à côté, reçoit le mouvement du premier, au moyen d'un engrenage.

3°. Le *bocard* (stamp-mill) est employé concurremment avec les *cylindres à broyer*. Il sert particulièrement à pulvériser les minerais dont la gangue est trop dure pour céder avec facilité à l'action des cylindres, et plus souvent encore ceux qui étant déjà réduits à un certain degré de ténuité, demandent cependant à être broyés encore plus fin. Les bocards employés aux environs d'*Alston-Moor*, sont mus chacun par une roue hydraulique. Ils sont à peu près semblables à ceux que nous avons décrits en donnant la description de la préparation mécanique de l'étain. **Bocard.**

Appareils servant au criblage proprement dit.

1°. Le *crible à main* (hand-sieve) consiste en un treillis à mailles carrées, fait en fil de fer entrelacés, monté sur un cadre circulaire de $0^m,457$ (18 pouces anglais) de diamètre, sur une longueur de $0^m,432$ (17 pouces); le treillis présente cinquante-huit, quelquefois soixante, et même soixante-douze fils de fer. L'ouvrier tient ce crible à deux mains, au moyen des deux poignées, et l'agite et le secoue dans une cuve circulaire pleine d'eau (*tub* ou *ore vat*), tantôt en le maintenant dans une position horizontale, et tantôt en l'inclinant de diverses manières. **Crible à main.**

2°. Le *crible à secousses* (brake-sieve) est rectangulaire, aussi bien que la cuve dans laquelle on le secoue. Le treillis est fait en fils de fer assez

forts, entrecroisés, et formant des mailles carrées de $0^m,0098$ de côté ($\frac{3}{8}$ de pouce). Ce crible est suspendu à l'extrémité d'un levier bifurqué (*brake*), tournant sur un axe au moyen de deux bras verticaux d'environ $1^m,50$ de long, présentant des trous qui servent à les assembler, au moyen de boulons, tant au cadre du crible qu'aux extrémités des deux branches du levier. Les deux bras sont en fer plat, et le levier en bois : c'est ce dernier qui sert à donner le mouvement. Un enfant placé près de son extrémité et sautant continuellement, le fait mouvoir avec vivacité de haut en bas et de bas en haut, de manière à secouer fortement le crible suspendu à l'extrémité opposée.

M. Sentis, élève ingénieur des Mines, a vu employer, dans le Cumberland, des cribles à secousses dont le treillis était remplacé par une grille en fonte dont les fentes avaient une largeur de $\frac{1}{8}$ de pouce. Le mouvement est donné au crible par un axe muni d'une manivelle, et cet axe est lui-même mis en mouvement par une machine hydraulique et un engrenage conique.

Appareils servant au lavage du minerai.

Caisse à laver. Dans le lavage du minerai, on se sert, après les cribles, de l'aire à débourber (*running-buddle*), décrite ci-dessus, page 538, 4°, et en outre, des diverses caisses ou *buddle* qui suivent.

1°. Le *trunk buddle*, qu'on peut traduire par *caisse à laver*, est une espèce de caisse allemande composée de deux parties : d'une auge ou caisse, dans laquelle arrive un courant d'eau, et d'une large fosse dont le fond est uni et horizontal. Le minerai destiné à y être lavé (*trunked*), se place dans l'auge; l'ouvrier, armé d'une pelle recourbée sur les côtés, l'y agite et enlève de temps à autre les parties les plus grosses qui y restent : tandis que les plus ténues sont emportées par l'eau et déposées sur une aire placée à la suite.

2°. Le *stirring buddle*, ou caisse à débourber les *schlamms*, analogue aux caisses allemandes, se compose aussi de deux parties, savoir : 1° une auge ou caisse qui reçoit un courant d'eau fourni par un trou à cheville (*plug-hole*), qu'on ouvre ou ferme plus ou moins, suivant la force du courant qu'on veut obtenir; 2° une fosse dont le fond est uni et horizontal. La boue métallifère ou *schlamm* est complétement délayée dans l'eau de la caisse, qui, en s'écoulant, la dépose sur l'aire; les parties les plus pures se déposent les premières et se rassemblent vers le haut. Caisse à débourber.

3°. Le *nicking buddle* est analogue aux tables jumelles. Il présente, à sa partie supérieure, un canal transversal d'une longueur égale à la longueur de la table, au milieu duquel se trouve un trou à cheville (*plug-hole*) par lequel arrive l'eau. A côté de ce canal, se trouve une planche un peu inclinée, appelée *nicking board*, corres-

pondant à la tête des tables jumelles, et au-dessous de cette dernière, une aire plane et sensiblement horizontale. L'opération s'exécute en répandant une couche mince de matière boueuse (*slime*) sur le *nicking board;* et en faisant passer sur sa surface une nappe d'eau très mince, qui, en la parcourant, se divise en petits courans, lesquels enlèvent petit à petit les matières boueuses et les déposent sur l'aire plane inférieure dans l'ordre de leur pesanteur spécifique.

Cuve à rincer.

4°. La *cuve à rincer* (fig. 5, 6 et 7, Pl. XV) (*dolly-tub*) est munie d'un axe vertical portant un plan AB (*dolly*); le tout est mis en mouvement au moyen de la manivelle. Cet appareil sert à mettre le minerai fin, déjà presque pur, en suspension dans l'eau; après quoi, par le repos, les parties métalliques se séparent des parties terreuses. On aide cette séparation en frappant sur les parois de la cuve pendant la précipitation; ce qui suspend celle des matières terreuses sans arrêter celle des parties métalliques.

Bassins de dépôt.

5°. *Bassins de dépôt* (slime pits). Dans les diverses opérations de débourbage, de broyage et de lavage, dans lesquelles on fait usage d'un courant d'eau, il est impossible d'empêcher que quelques-unes des parties les plus ténues de la galène, après s'être mises en suspension dans cette eau, ne soient emportées par elle. Pour les recueillir, on a des bassins de dépôts ou *labyrinthes*, appelés *buddle-holes* en Derbyshire, *slime-pits* à Alston-

Moor, dans lesquels l'eau se rend après avoir été employée. Ils sont placés à une petite distance des points où s'exécutent les opérations ci-dessus décrites.

Ces bassins ont environ 6 mètres de diamètre et de 0,60 à 1 mètre de profondeur. Dès que le courant qui s'échappe de la machine à broyer, des laveries, ou de tout autre appareil de lavage, est entré dans le bassin de dépôt, le minerai qui y est en suspension tombe peu à peu au fond, et l'eau, redevenue presque claire, s'échappe et n'est plus recueillie.

Triage et débourbage des minerais de plomb.

1°. *En Derbyshire.*

En Derbyshire, le mélange de matières pierreuses et de galène qu'on extrait des mines, et qui porte le nom de *bowse*, est déchargé, à l'issue de l'exploitation, sur l'*aire de battage* (*striking-floor*), par un ouvrier appelé *striker*, qui s'occupe aussitôt de trier les fragmens, suivant leur grosseur, en trois espèces. Triage et débourbage en Derbyshire.

A. Les plus gros, appelés *knockings*, ou *minerai à casser*, sont séparés à la main; le reste est mis sur le crible décrit ci-dessus, page 537, au moyen duquel on obtient les deux autres divisions.

B. Ceux qui restent sur le crible s'appellent *ridlings* ou *picking-stones*.

C. Les parties terreuses qui passent à travers le crible, appelées *fell*, sont mises de côté, en un tas appelé *fell-heap*.

Le *minerai à casser* A, ou *knockings*, est porté dans un endroit particulier appelé *bank*, où un ouvrier, dit *banksman*, armé d'une masse, les brise et fait le triage des fragmens de la manière suivante :

A′. Minerai *massif* porté au tas de minerai pur (*bingheap*).

A″. Fragmens composés de matières pierreuses et de minerai plus ou moins intimement mélangé, de la grosseur d'une noix; ils sont livrés dans cet état aux ouvriers (*knockers*) chargés de les piler plus fins.

A‴. Fragmens uniquement composés de matières pierreuses, qui sont rejetés.

Les morceaux B restés sur le crible, et qu'on appelle *ridlings* ou *picking-stones*, sont donnés aux *swillers* ou *pickers*, qui commencent par les débourber. Pour cet objet, ils se servent soit d'un crible (page 537, 2°.) soit d'une auge appelée *standing-buddle* (page 538, 3°.) : dans le premier cas, ils placent dans le crible une certaine quantité de *ridlings*, et l'agitent dans une cuve pleine d'eau; dans le second, ils jettent les *ridlings* dans l'auge, qui est également pleine d'eau, et l'y agitent avec une bêche. Dans l'un et l'autre cas, les fragmens de minerai sont purgés de la boue qui était attachée à leur surface, et qui tombe au fond

de l'eau de lavage; et dans cet état on les porte sur une table, où des femmes, appelées *pickers*, procèdent à leur triage. Elles en font trois lots, savoir :

B'. Le minerai massif;

B". Le minerai à briser, appelé *knock-stone-stuff;*

B'''. Le minerai de rebut.

Le premier est porté au tas de minerai (*bing-heap*) dans le magasin de minerai (*ore-coe*).

Le minerai à briser (*knock-stone-stuff*), qui se compose de tous les fragmens présentant un mélange de matières pierreuses et de minerai, est porté à l'atelier des casseurs (*knockers*).

Cette série d'opérations divise le minerai en quatre lots, savoir :

A' et B'. Minerai massif;

A" et B". Minerai à briser, appelé *knock-stone-stuff;*

C. Menu minerai qui passe à travers le crible, appelé *fell;*

A''' et B'''. Pierres de rebut.

Nous verrons plus loin, page 553, quelles opérations on fait subir au 2e et au 3e lot.

2°. *Dans le Cumberland.*

Aux environs d'Alston-Moor, dans le Cumberland, le débourbage et le triage s'exécutent *Triage et débourbage en Cumberland.*

généralement sur la grille que nous avons indiquée page 538, 5°.

Le minerai brut (*bouse-ore*) est placé sur la grille, de manière à recevoir le courant d'eau qui arrive par le canal; on l'y agite avec un râble, et par l'effet tant de leur propre poids que de l'action du courant, toutes les petites parties appelée *currings*, passent à travers la grille, et se réunissent dans le bassin qui est au-dessous. La grille retient au contraire tous les fragmens de la grosseur d'une grosse noix et au-dessus.

Les ouvriers enlèvent ces fragmens et cassent ceux qui présentent des parties de richesses différentes; ils les divisent en quatre lots : l'un, de minerai massif sensiblement pur; le second, de minerai massif un peu mélangé; le troisième, de minerai très mélangé avec des matières pierreuses, et le quatrième, de matières pierreuses entièrement dénuées de minerai : ce dernier lot est rejeté.

Les fragmens du minerai tout-à-fait pur, qui constituent le premier lot, après avoir été concassés, lorsqu'ils sont trop gros, à l'aide de petits marteaux, sont portées au magasin de minerai préparé (*Bing-stead*).

Les fragmens de minerai massif un peu mélangé, qui constituent le second lot, sont portés à un atelier particulier, où, au moyen d'une batte en fer, on les écrase de manière à n'en laisser aucun plus gros qu'une grosse noisette. Le minerai ainsi

broyé reçoit un lavage sur l'aire à débourber (*running-buddle*) ou sur un crible. Il est ensuite porté au magasin de minerai préparé.

Quant aux fragmens dans lesquels la galène est tout-à-fait mélangée avec des matières pierreuses, et qu'on appelle *knockings*, ils doivent subir un broyage et un lavage complets.

Les petites parties (*cuttings*) qui ont passé à travers la grille, si elles sont suffisamment riches, sont portées directement à l'atelier de criblage; si au contraire elles sont très pauvres, on les réduit à un état de finesse plus grande et plus uniforme, en les passant à la machine à broyer ou en les écrasant à coups de batte.

Par ces diverses opérations, le minerai brut (*bouse*) se trouve partagé en quatre parties; savoir :

a, minerai massif concassé, prêt à fondre;

b, minerai mélangé destiné à être broyé;

c, minerai brut, en parties fines, destiné, suivant sa richesse, à être criblé directement ou à être d'abord broyé encore plus fin;

d, rebuts qui sont jetés.

Broyage des minerais de plomb.

1° *En Derbyshire.*

En Derbyshire, les fragmens de minerai mélangé (*knock-stone-stuff*, provenant des opéra- Broyage en Derbyshire.

tions A″ et B″), déjà réduits à la grosseur d'une grosse noix, sont broyés à coups de batte (*bucker*) par des ouvriers appelés *knockers*, dont l'atelier a été décrit ci-dessus (page 539, 1°.) Assis devant le *knock-stone*, ils amènent dessus, avec une petite planche, une certaine quantité de minerai, qu'ils brisent jusqu'à ce qu'il soit réduit à la grosseur d'un pois, et en forment un tas à leurs pieds.

Le minerai ainsi broyé, que nous représenterons par la lettre D, prend le nom de *knock-bark*, et passe entre les mains des laveurs.

2°. *Dans le Cumberland.*

Broyage en Cumberland.

A Alston-Moor, les fragmens *b* de minerai, très mélangés de matières pierreuses, dont on forme un lot séparé dans le triage qui suit le débourbage sur la grille, sont d'abord, lorsqu'ils sont très gros, brisés à coups de marteau, de manière à ce qu'il n'en reste aucun plus gros qu'un œuf. Ils sont ensuite portés aux cylindres à broyer (*crushing machine* ou *grinder*), où ils sont grossièrement pulvérisés, pour être après cela livrés aux cribleurs.

Après qu'on leur a fait subir cette opération, aussi bien qu'aux parties menues qui ont passé à travers la grille, lorsque celles-ci se trouvent trop pauvres pour être livrées d'abord aux cribleurs, le minerai brut se trouve divisé en trois parties, savoir :

a, minerai massif, bon à fondre;

b', minerai à cribler, provenant des minerais *b* et *c*, broyés.

d, rebut.

Criblage et lavage des minerais de plomb.

1°. *En Derbyshire.*

En Derbyshire, le minerai D broyé (*knock-bark*) (page 551) et le minerai C (*fell*), mis à part au sortir de la mine (page 548), sont d'abord criblés dans le crible à main, décrit page 543, 1°. Le laveur, après avoir placé dans son crible (*hand-sieve*) une certaine quantité de l'un ou de l'autre de ces minerais, le plonge en partie dans une grande cuve (*ore-vat*) presque pleine d'eau, et l'y agite par des secousses propres à amener à la surface des parties pierreuses, et en général toutes les substances légères, qu'il enlève ensuite au moyen d'une petite planche bordée de fer, désignée en anglais par le mot *limp*, et dans les mines de Bretagne par celui de *lime*. Les premières matières ainsi enlevées, nommées *fleet* ou *fastage*, ne contenant pas sensiblement de galène, sont rejetées. Les secondes, appelées *toots* ou *rounds*, plus riches que les premières, sont mises à part pour être recassées sur le *knock-stone*. Après avoir chargé à plusieurs reprises sur le crible de nouveau minerai D, on

Criblage et lavage en Derbyshire.

obtient au fond du crible une quantité considérable de minerai, qu'on peut considérer comme pur, et dont les parties les plus grosses se trouvent à la partie supérieure, tandis que les plus fines forment un lit qui recouvre immédiatement le treillis du crible. On enlève alors la partie supérieure, qu'on nomme *peasy-ore*, pour la porter dans le magasin de minerai ou tas, qu'on appelle *peasy-heap*, et l'on ménage avec soin le lit (*bedding*) de minerai fin qui couvre le treillis du crible et qui rend plus faciles les criblages suivans. Il est surtout utile dans l'opération que nous allons décrire ci-après.

Pendant le criblage, beaucoup de petites parcelles de minerai et de matières pierreuses passent à travers le crible et s'accumulent au fond de la cuve. Lorsqu'elle en est remplie aux deux tiers, on fait écouler l'eau doucement et l'on enlève le sédiment (*smitham*) qu'on met en tas; on verse de nouvelle eau dans la cuve; un enfant, reprenant alors le dépôt *smitham*, en charge le crible, qui conserve encore sur son treillis la couche de minerai fin. Le cribleur agite et secoue dans l'eau à peu près comme dans la première opération. De temps à autre, il enlève avec la lime (*limp*) les matières légères qui viennent à la surface. Ces matières, qui ne sont plus propres qu'à être lavées dans des caisses, sont appelées *buddlers-offal*, et sont jetées dans une fosse nommée *buddle-hole*. Quant au minerai qui s'ac-

cumule sans cesse sur le treillis du crible, on l'enlève de temps en temps pour le jeter dans la cuve, dans laquelle tombent d'elles-mêmes, pendant l'opération, les particules de minerai très fines, ainsi que quelques petites particules pierreuses. Quand on a fait subir ce criblage à tout le dépôt retiré de la cuve, on nettoie le minerai qui en provient par une dernière opération.

Cette opération, appelée *buddling the vat*, consiste à agiter l'eau en rond dans la cuve, au moyen d'une bèche, et à réunir le minerai en tas dans un coin du fond, où on le prend au moyen de la bèche à manche court, nommée *groove-spade*; on le porte ensuite au magasin de minerai, où il forme un tas particulier appelé *smitham-heap*. Quant à la boue que l'eau de lavage tient encore en suspension, on la reçoit dans la fosse nommée *buddle-hole*, qui sert de réceptacle pour toutes les parties très menues, comme les balayures et les boues qui contiennent encore un peu de minerai.

Ces matières, très ténues, ne peuvent plus être mises à profit que par une nouvelle série d'opérations appelée *buddling*, qui s'exécute au moyen d'un petit courant d'eau et de caisses de deux espèces, dites *jagging-buddle* et *trunk-buddle*. De ces opérations, qui ressemblent beaucoup à celles du même genre qui s'exécutent aux environs d'Alston-Moor, et qui seront décrites ci-après, résultent deux nouvelles sortes de minerai,

dont le meilleur ou le plus gros est appelé *hillock-ore* ou *pippin*, et le plus fin, qui est tout-à-fait en poussière, *belland*.

2°. *En Cumberland.*

Criblage dans le Cumberland.

Pendant long-temps le crible à main était le seul employé dans les mines d'Alston-Moor; on lui a maintenant généralement substitué le crible à secousses. Il n'y a plus qu'un seul cas pour lequel le premier de ces cribles soit encore aujourd'hui en usage; c'est pour les petites parties de minerai (*cuttings*) qui ont passé à travers la grille, et qui, sans être assez pauvres pour qu'il soit nécessaire de commencer par les broyer plus menu, le sont trop cependant pour qu'on puisse les cribler avec avantage au crible à secousses. On les passe simplement à travers ce crible, sans chercher à produire d'autre effet que de séparer les parties fines de celles qui ne peuvent traverser les mailles. Lorsqu'on a réuni une suffisante quantité de ces dernières, un ouvrier prend un crible à main de forme ronde, l'en charge et l'agite circulairement dans l'eau d'une cuve, avec beaucoup de célérité et une adresse particulière, jusqu'à ce qu'il soit parvenu à séparer les parties très pauvres, qu'on appelle *cuttings*, et les parties mélangées, appelées *chats*, du minerai pur. Il enlève ces deux premières qualités avec un râcloir en fer battu, nommé *limp*, et il trouve au-des-

sous une certaine quantité de minerai, qu'on peut considérer comme pur. La séparation de ce minerai d'avec les matières pauvres ou mélangées (*cuttings* et *chats*) ne s'effectuerait pas si bien sur le crible à secousses (*brake-sieve*), que sur le crible à main (*hand-sieve*), parce que le premier reste toujours horizontal; tandis que le laveur, en agitant le second, le tient presque toujours dans une position inclinée.

Emploi du crible à secousses.

A l'exception de ce cas particulier, tout le criblage s'exécute, aux environs d'Alston-Moor, avec le crible à secousses (*brake-sieve*), décrit page 543. Aussitôt que ce crible est chargé de minerai, l'enfant placé à l'extrémité du levier commence à le secouer en sautant. Chaque secousse, non-seulement fait passer à travers les mailles quelques parties fines du minerai, mais change encore les positions respectives de celles qui restent sur le treillis. Par l'effet du mouvement brusque et de l'élan qu'elles reçoivent, les parties les plus pures et les plus lourdes se rapprochent du fond et finissent par s'y fixer exclusivement. Au-dessus, se trouvent les fragmens mélangés de galène et de substances pierreuses appelés *chats*; et à la partie supérieure, les morceaux tout-à-fait pauvres et les plus légers, appelés *cuttings*. On commence par enlever ces derniers avec le *limp*; on enlève ensuite les parties mélangées, *chats*, et enfin le minerai pur, qu'on porte au magasin de minerai préparé *bing-heap*.

Les parties pauvres, *cuttings*, sont livrées à une classe particulière d'ouvriers, qui, par un nouveau criblage, les divisent en pierres tout-à-fait pauvres (*seconds cuttings*) et en minerai mélangé analogue aux *chats*, et qui subit le même traitement.

Broyage des minerais pauvres. Le minerai pauvre, indiqué ci-dessus sous le nom de *chats*, est porté à la machine à broyer (*crushing machine*), où il est écrasé entre deux cylindres particuliers destinés à cet usage (*chats rollers*), ou, à leur défaut, entre deux quelconques des cylindres unis, qui l'écrasent aussi fin qu'une pareille machine puisse le faire; après quoi, il est soumis à un nouveau criblage, qui donne des résultats analogues à ceux du premier.

Au moyen de ces diverses opérations, on obtient :

Du minerai pur (*sieve-ore*), dont la grosseur varie depuis celle d'un gros pois à celle d'une grosse fève;

Des rebuts qu'on jette;

De menues matières, du traitement desquelles il nous reste à parler.

Lavage des divers produits. Ce sont les petites particules de minerai qui, après avoir passé à travers les mailles des cribles, se sont rassemblées au fond des cuves. On appelle, à Alston-Moor, ce dépôt *smiddum*. Lorsqu'une cuve en renferme une certaine quantité, on l'enlève pour le laver sur l'aire à débourber (*runing buddle*) (page 538), d'abord au moyen

d'un courant d'eau assez fort pour exécuter cette opération. Le laveur est muni d'un râble qu'il promène des bords du tas de *smiddum* à sa partie supérieure, de manière à retenir les particules les plus pures du minerai au haut de l'aire, tandis que les plus pauvres et les plus légères, qu'on appelle *smiddum tails*, sont entraînées vers le bas, et que même celles qui sont extrêmement ténues suivent le courant d'eau et ne se déposent que dans les bassins (*slim-pits*), dans lesquels les eaux séjournent avant de sortir des ateliers de lavage. Lorsqu'on a fait subir au dépôt de la cuve (*smiddum*) deux ou trois opérations de cette nature, ou même un plus grand nombre, suivant les circonstances, la partie qui, dans la dernière opération, reste près de la tête de l'aire, se trouve sensiblement pure et est portée directement au magasin de minerai (*bing-stead*).

Les parties pauvres (*smiddum tails*) qui ont été entraînées vers la partie inférieure, contiennent encore une quantité considérable de minerai; mais il se trouve mêlé avec tant de matières terreuses et de boue très tenace, qu'il faut leur faire subir deux nouvelles opérations avant de pouvoir en extraire du minerai pur. On les porte sur une espèce de caisse allemande, appelée dans le Cumberland *trunck-buddle* (page 545, 1°); on les place dans le compartiment placé à la partie supérieure de cette table, dans lequel arrive un fort courant d'eau, et on les y agite avec une pelle. L'eau y

laisse les grains les plus gros de minerai et de matières pierreuses, qu'on retire continuellement, et dont on forme un tas à part; elle emporte au contraire toutes les parties fines, tant de minerai que de matières pierreuses, qui se déposent sur le fond horizontal de la fosse inférieure, à des distances dépendantes de leur richesse; celles qui contiennent le plus de minerai se déposent vers le haut, tandis que celles qui en contiennent très peu sont entraînées par l'eau jusque vers le bas. L'opération se continue jusqu'à ce que l'intérieur de la table ou fosse soit rempli de ces matières. Alors on suspend l'arrivée de l'eau jusqu'à ce que la table ait été vidée.

Le mélange de minerai et de matières pierreuses qui a été retirée de la caisse placée à la tête de la table, dans laquelle tout le minerai (*smiddum tails*) a été agité avec la pelle, contient des parties de galène, de plomb, de pyrites et de substances pierreuses de grosseur à peu près égale. On sépare la galène de ces substances par la méthode suivante :

Le laveur place sur le treillis du crible un lit d'environ 2 pouces d'épaisseur de minerai de criblage fin, appelé *beding*, dans le but d'empêcher le minerai fin de passer trop vite à travers le crible. Par-dessus cette couche de minerai criblé, on charge une certaine quantité du mélange ci-dessus, et l'on agite le crible, à l'aide du levier, de la manière ordinaire, mais très doucement :

alors les particules de minerai que contenait le mélange, en vertu de leur pesanteur spécifique, se séparent de ce qui les accompagne, s'engagent dans le *bedding*, y descendent peu à peu, et finissent par tomber dans la cuve, où elles ne sont suivies que par une petite quantité de substances qui ont à peu près la même pesanteur spécifique, tandis que tout le reste demeure au-dessus du même *bedding* et s'en sépare aisément au moyen de la lime (*limp*), pour être porté aux laveurs de matières très pauvres. Cette opération, assez délicate, s'appelle *letting-in*. Si la couche de minerai criblé (*bedding*) qui couvre le crible est bien préparée, et si le crible joue bien, le minerai qui tombe dans la cuve est ordinairement assez pur pour n'avoir besoin d'autre préparation que d'être passé une fois sur l'aire à débourber, pour y être nettoyé des parties terreuses fines dont il peut encore être souillé. Après cela, on le porte au magasin de minerai (*bing-stead*).

Le dépôt inégalement riche resté (page 559) dans la fosse inférieure, est divisé en trois parties, savoir :

a, ce qui s'est déposé près de la tête ;

b, ce qui s'est déposé vers le milieu ;

c, ce qui s'est déposé vers le bas. Cette dernière partie, qui ne contient qu'une très petite proportion de minerai, est abandonnée aux laveurs de matières très pauvres, qui les lavent de nouveau, ainsi qu'on le verra ci-après, jusqu'à

ce qu'ils en aient extrait tout le minerai qu'on peut en retirer avec bénéfice. Les deux autres portions, *a* et *b*, sont de nouveau lavées séparément, dans la même caisse, de la manière suivante :

Le laveur, un pied appuyé sur chacun des côtés de la caisse, prend dans sa pelle une certaine quantité de minerai, qu'il promène transversalement le long de la paroi supérieure (*breast board*) de la caisse, sur laquelle glisse la nappe d'eau. Elle enlève petit à petit le contenu de la pelle et le dépose sur le fond de la caisse. Pendant ce temps, un enfant, assis au bas de la caisse, promène sur la surface des matières qui s'y déposent un râble de bois, depuis le milieu jusqu'en haut, et toujours de bas en haut, pour empêcher le minerai de s'échapper et pour maintenir la surface du dépôt ferme et unie ; ce qui contribue à la régularité de l'opération. On la répète sur le même minerai une ou deux fois, ou même davantage ; en un mot, jusqu'à ce que ce minerai soit assez pur pour qu'on puisse achever sa préparation dans la cuve à rincer (*dolly-tub*).

Emploi de la cuve à rincer.

Pour faire usage de cet appareil (Pl. XV, fig. 5, 6 et 7) (page 546), on remplit la cuve d'eau jusqu'à une certaine hauteur, et l'on y place le plan vertical appelé *dolly*. On le tourne rapidement, de manière à imprimer à l'eau un mouvement circulaire. Pendant ce temps, on y verse peu à peu le minerai fin (*slime-ore*), qu'il s'agit de purifier,

jusqu'à ce qu'il y en ait une quantité suffisante. Aussitôt que tout le minerai est parfaitement disséminé dans le liquide, on retire le plan vertical ou *dolly*. Les ouvriers frappent alors sur les parois de la cuve pendant assez long-temps avec des marteaux ou de gros morceaux de bois, pour faire tomber le minerai au fond. Les parties les plus légères du minerai qu'on a introduit, lesquelles consistent presque uniquement en matières de rebut, ne tombent que quand on a cessé de frapper : alors on fait écouler l'eau; on enlève ensuite et l'on jette la boue extrêmement pauvre, qui forme la partie supérieure du dépôt, et l'on trouve au fond de la cuve le minerai pur, qu'on enlève et qu'on porte au magasin (*bing stead*); après quoi, on recommence une opération pareille. Cette manière de traiter le minerai très fin (*slime*) est très bonne, parce qu'elle rend le minerai plus pur et en laisse moins perdre qu'aucune autre. On sépare très bien, par ce moyen, la blende qui accompagne toujours la galène.

Lorsqu'au lieu de menu minerai résultant du premier criblage, et qu'on appelle *bouse-smiddum*, on a à laver les menues parties (*cutting smiddum*) qui ont passé à travers le crible en recriblant les parties pauvres données par le premier criblage, on éprouve plus de difficulté à en extraire le minerai, le mélange étant beaucoup plus considérable. Le minerai qu'on obtient étant moins pur, se vend ordinairement 20 shillings (25 fr.) par

bing de moins que celui retiré du *bouse smiddum*.

Pour laver le schlamm très pauvre *c*, appelé *cuttings smiddum*, obtenu (page 561) en lavant sur les caisses de dépôt des cuves de criblage, on commence par débourber le schlamm dans la caisse à débourber, appelée *runing-buddle*, comme il a été dit ci-dessus, et le minerai obtenu dans le compartiment placé à la partie supérieure, subit de même l'opération dite *letting-in*. Quant au minerai emporté par l'eau qui se dépose sur la surface de la caisse à débourber, qu'on appelle *sludge*, il est extrêmement fin et ne peut plus être traité dans la caisse précédente; mais il est lavé successivement sur deux nouvelles tables appelées *stirring buddle*, caisse à débourber les schlamms (page 545, 2°), et le *nicking buddle*, analogue aux tables jumelles (page 545, 3°).

Dans le *stirring buddle*, le dépôt très fin (*sludge*), retiré du *trunck buddle*, est soumis à l'action d'un courant d'eau jusqu'à ce que la plus grande partie des matières étrangères, étant emportée vers la partie inférieure de la caisse, le reste acquière la ténacité propre au minerai fin un peu plus riche (*slime*). Dans cet état, on le retire pour le porter sur la table analogue à la table jumelle, appelée *nicking-buddle*.

Sur cette dernière table (page 546), le minerai très fin (*slime*) est placé en très petite quantité sur le plan incliné qui forme la tête, et l'on fait couler sur sa surface une nappe d'eau, qui s'y divise en

une foule de petits courans, lesquels viennent se briser contre les sillons laissés dans le minerai par la pelle de l'ouvrier; la masse entière de minerai est bientôt entraînée le long du plan incliné jusque sur la table, sur le fond de laquelle les diverses particules se déposent dans l'ordre de leurs pesanteurs spécifiques. De temps en temps, le laveur, lorsqu'il n'est pas occupé à répandre de nouveau minerai sur le plan incliné, aplatit la surface du dépôt avec sa pelle, afin de la rendre ferme et unie, condition nécessaire pour que rien ne s'échappe. Une même portion de minerai fin (*slime*) est soumise plusieurs fois de suite à cette opération, appelée *nicking*, jusqu'à ce qu'on en obtienne une quantité suffisante de minerai riche, qu'on achève de nettoyer dans la cuve à rincer (*dolly-tub*), dont l'usage a déjà été suffisamment expliqué.

Les dépôts qui se forment dans les bassins de dépôt (*slime pits*) sont très épais et très gluans; aussi, quand on veut les laver dans les appareils ordinaires, on est toujours obligé, avant de les porter sur les tables analogues aux tables jumelles (*nicking buddle*), de les agiter avec de l'eau claire dans la caisse à débourber les schlamms (*stirring buddle*); ce qui détruit en partie la forte adhésion que les diverses parties avaient les unes pour les autres au sortir du *slime pits*, en en séparant une quantité considérable de boue fine et argileuse. Le lavage s'achève dans le *dolly-tub*.

On ne suit ces procédés que quand on emploie des bassins de la première forme.

Coût des préparations mécaniques.

Les ouvriers employés à la préparation mécanique du minerai sont payés, dans le Cumberland, à la tâche, et non à la journée. On leur livre une certaine quantité de minerai brut, et on leur paie leur travail à raison de tant par *bing*, mesure contenant 14 quintaux de minerai prêt à fondre, qu'ils en retirent. Le prix varie suivant la richesse du minerai. Certaines portions se lavent à raison de 2 shillings ½ ou 3 shillings (3 fr. 10 c. à 3 fr. 75 c.) le *bing*, tandis que d'autres ne peuvent l'être à moins de 8 shillings (10 fr.)

La richesse du minerai varie de 2 à 20 *bings* de galène par *schift* de minerai. Le *schift* contient 8 chariots.

Distribution de l'eau.

Un courant d'eau assez fort, détaché d'un autre un peu plus fort, vient tomber sur la grille, que l'on place généralement à une petite distance de la galerie de roulage, qui sert aussi de galerie d'écoulement, de sorte que l'on utilise l'eau même venant de la mine. Les deux courans précédens réunis ensuite, font alors mouvoir une grande roue hydraulique disposée plus bas; celle-ci communique le mouvement à la machine à écraser et aux cribles à secousses. Près de ces derniers sont établis les *smiddum buddle*, *trunck buddle*, etc., et plus bas les bassins de dépôt. L'eau nécessaire au lavage est, comme on voit, facilement dé-

tachée du courant latéral à la laverie. Le chemin de fer de la galerie de roulage s'étend jusqu'à la grille, et se continue ensuite de façon à mettre cette dernière en communication avec la *crushing machine*.

N'ayant pas des données exactes sur la richesse du minerai lavé, ni sur la quantité de galène en grenailles ou en schlicks qu'on en retire, nous ne pouvons émettre une opinion positive sur la perfection de ce genre de préparation mécanique, ni la comparer avec celles usitées en Saxe et en Bretagne. Cependant, d'après ce que nous connaissons de la beauté des schlicks, de la richesse des déchets et de la quantité de matières lavées journellement dans ces différentes contrées, nous croyons pouvoir faire les observations suivantes : Observations.

1°. Le débourbage et le triage des minerais sont exécutés, dans le Cumberland, avec soin et promptitude. Ces opérations, entièrement analogues à celle des mines de Poullaoüen, nous paraissent inférieures au débourbage sur les grilles à gradins de Saxe, opération qui, en même temps qu'elle nettoie les minerais, a l'avantage de les classer en lots de différentes grosseurs.

2°. Le cassage ou broyage au moyen des cylindres à écraser (*crushing machine*) est beaucoup plus expéditif que celui exécuté avec des battes, et non-seulement cette machine a l'avantage d'apporter une grande économie dans les dépenses du cassage; mais elle doit aussi diminuer considéra-

blement la perte de la galène, car on soumet souvent à l'action des cylindres des minerais qui sont bocardés, et dont une partie est entraînée par le courant d'eau qui s'échappe du bocard.

Ces cylindres à écraser remplacent aussi avec un grand avantage le bocard à sec employé dans quelques établissemens, et notamment à Huelgoat. On doit donc considérer l'introduction des cylindres comme une des plus heureuses innovations qui aient été faites dans la préparation mécanique.

3°. Les cribles à secousses nous paraissent préférables aux cribles à main. Pour s'en assurer, il faudrait faire des expériences comparatives, ce que nous n'avons pas été à portée d'effectuer; mais il nous a paru que la quantité de minerai qu'on soumet à l'action du crible à secousses était plus grande dans le même temps que celle criblée à la main, sans que cela nuisît à la pureté des grenailles obtenues.

4°. Le système de lavage usité dans le Cumberland, diffère essentiellement de celui employé en Bretagne. Dans le Cumberland, tous les sables produits par le bocard, une partie de ceux provenant des cylindres à écraser, les dépôts des cuves de criblage et même une partie des dépôts boueux appelées *schlamms* en Allemagne et en France, sont lavés sur des tables appelées *trunck buddle* et *stirring buddle*, analogues à celles connues sous le nom de *caisses allemandes*. Il n'y a

que quelques dépôts extrêmement fins qui soient lavés sur les tables appelées *nicking buddle*, correspondantes aux tables jumelles : encore ces dépôts boueux ont-ils été débourbés auparavant, dans le premier genre de tables. En Bretagne, au contraire, les tables allemandes sont destinées seulement aux dépôts de criblage et au sable très gros du bocard. Tous les dépôts fins sont lavés sur des tables jumelles, dont l'inclinaison est très faible, et sur lesquelles on n'admet qu'une lame d'eau très mince.

5°. Quant aux bassins de dépôts, ils sont construits avec beaucoup moins de soin qu'en France et qu'en Allemagne. Jamais, comme ces derniers, ils ne présentent ces longs retours sur eux-mêmes, qui leur ont fait donner le nom de *labyrinthes*. Cette forme est probablement due à ce que les derniers dépôts, qui sont lavés avec avantage en France et en Allemagne, ne pourraient l'être dans le Cumberland. Il y a lieu de croire, cependant, que l'introduction des tables à secousses permettrait de recueillir des dépôts qu'on néglige dans ce moment.

D'après ce que nous venons de dire sur le système de lavage et sur les bassins de dépôts, on peut concevoir que l'opération suivie dans le Cumberland est plus expéditive que celle usitée en Bretagne, mais aussi qu'elle donne des minerais moins purs et qu'elle occasione des pertes plus considérables, pertes qui sont prouvées,

puisque souvent on trouve de l'avantage à reprendre les rebuts et à leur faire subir une nouvelle préparation.

Nous n'osons cependant blâmer cette méthode, parce que, dans ce pays, le combustible étant à très bas prix, et la main-d'œuvre, au contraire, très chère, il est possible qu'il y ait plus d'avantage à fondre du minerai moins pur, et à perdre quelques parties de galène, qu'à augmenter le nombre d'opérations du lavage.

6°. Enfin, l'appareil que nous avons appelé *cuve à rincer*, et qui porte en anglais le nom de *dolly-tub*, nous paraît devoir être adopté dans les établissemens où la galène est mélangée avec beaucoup de blende; car nous avons vu du schlick qui paraissait très net à l'œil, et dont on a cependant séparé une quantité assez considérable de blende en le tournant dans cette espèce de cuve.

Préparation mécanique dans le Yorkshire.

Le mode de préparation mécanique des minerais dans le Yorkshire, ressemble beaucoup à celui qui est adopté dans le Cumberland; comme il offre cependant quelques légères différences, nous allons le décrire en peu de mots.

Les minerais, au sortir de la mine, sont portés, comme à Alston-Moor, sur une grille dont les barreaux sont écartés d'environ $\frac{1}{2}$ pouce, et sur laquelle tombe un courant d'eau.

On obtient un produit A sur la grille, et un produit B au-dessous.

Le produit A est séparé à la main sur une petite

table en trois nouveaux produits : A' le plus riche, A'' moyennement riche, A''' nulle valeur.

A' et A'' sont broyés séparément par la machine à écraser.

Le produit B sous la grille se subdivise en B' et B''; B' forme le tas le plus rapproché de la grille, et B'' se compose des parties plus fines, que le courant d'eau a entraînées à une plus grande distance : une petite planchette verticale les sépare. B' est passé au crible à secousses, B'' est rejeté, ou, si le minerai est riche, débourbé.

Le minerai broyé est porté sur la tête d'une espèce de table à débourber, divisée en deux compartimens. Une partie, qui reste dans un bassin supérieur, est passée au crible à secousses; une autre partie, qui se dépose dans un canal inférieur, est lavée dans les caissons allemands, appelés *nicking buddles*, et semblables à ceux que l'on emploie dans le Cornouailles pour les minerais de cuivre. Le lavage dans ces *nicking buddles* a aussi lieu de la même manière qu'en Cornouailles. Quelquefois, lorsque le dépôt du canal inférieur est très impur, on commence par le débourber.

Lorsqu'on passe sur le crible à secousses des portions de minerais qui ne proviennent pas de la machine à écraser, on obtient sur le crible même trois produits : un produit supérieur, qui est rejeté ou relavé si le minerai est riche; un produit moyen, qui est envoyé à la machine à

écraser, et enfin, un produit inférieur, également envoyé à la machine à écraser. La partie qui traverse est débourbée, et le produit qui se dépose au haut de la caisse à débourber est passé de nouveau au crible à secousses, tandis que la bourbe est rejetée.

Lorsqu'on passe au crible à secousses des minerais qui ont été broyés, la partie supérieure de la couche qui est restée sur le crible, est ordinairement envoyée à un bocard, qui la réduit en poussière. Elle se subdivise ainsi en partie grenue, qu'on lave dans des caissons allemands et *slimes*, que l'on débourbe ou rejette.

Lorsque les schlicks, après avoir été lavés dans des caissons allemands, ne paraissent pas assez riches, on achève de les purifier dans une espèce de cuve à rincer. Au centre de la cuve on place un axe en fer portant des ailes verticales. On fait tourner cet agitateur au moyen d'une manivelle; puis, au bout d'un certain temps, on le retire et laisse déposer le minerai.

Machine à écraser.

On construisait, lors de notre séjour à Grassington, une machine à écraser que nous avons pu examiner dans tous ses détails, et dont nous allons donner la description.

Le minerai est versé par une trémie sur une première paire de cylindres cannelés, de là il tombe sur une paire de cylindres unis, puis sur un crible mobile, qui le sépare en deux produits.

Ces cylindres ont tous 14 pouces ($0^{m},35$) de

diamètre et 14 pouces de longueur. Ils sont menés par une roue à augets de 25 pieds de diamètre et de 3 pieds de largeur dans œuvre, et, au moyen d'un système convenable d'engrenages, ils reçoivent tous la même vitesse.

Les cylindres sont portés par des montans ou cadres verticaux en fonte.

La fig. 9, Pl. XV, est la section suivant NN' (fig. 8) du cadre A; *mn* sont des pièces à rainure qui lui sont fixées au moyen de boulons traversant des rebords, comme l'indique la figure 11, coupe suivant *rs* (fig. 9). Des pièces en fonte I et K entrent dans ces rainures, et supportent des crapaudines en laiton qui servent d'appui aux tourillons des cylindres écraseurs. Les pièces I sont maintenues de manière à ne pouvoir glisser dans la rainure; les pièces K, au contraire, sont libres.

Deux saillies P sont percées chacune d'un trou qui reçoit un axe, autour duquel peut tourner un levier L (fig. 10). L'extrémité B de ce levier est chargée d'un poids P, et l'autre extrémité C appuie contre une des pièces K (fig. 9). Ainsi, les cylindres F et E ou G et H, pressent l'un contre l'autre avec une force dépendant de l'effet du contre-poids.

Les avantages qui résultent de cette disposition sont évidens. Tous les morceaux du minerai ne sont pas d'égale grosseur, ou bien ils peuvent se trouver mélangés avec des pierres d'une trop grande dureté, qui disloqueraient la machine si

les cylindres étaient fixes, tandis qu'avec un appareil comme celui que nous venons de décrire, on conçoit que l'expérience doit en peu de temps montrer quel est le contre-poids le plus avantageux et pour lequel la machine donne le meilleur produit. En effet, en l'augmentant, on obtient du minerai plus menu; mais il faut une force plus grande et les cylindres s'usent plus vite.

Tous les cadres de fonte sont portés par une charpente en bois.

On nous a assurés que cette machine pouvait écraser une tonne en quatre ou cinq minutes.

La roue à eau qui la mettait en mouvement faisait aussi marcher des bocards à eau, dont on se servait pour broyer les minerais les plus durs.

Ces machines à écraser (*crushing machines*) paraissent surtout propres à remplacer les bocards à sec. Elles ne semblent pas convenir à toute espèce de minerais. Les plus durs et les moins riches sont généralement bocardés à l'eau.

TROISIÈME PARTIE.

TRAITEMENT MÉTALLURGIQUE DES MINERAIS DE PLOMB.

Détails préliminaires.

Anciennement les minerais de plomb produits par les exploitations du Derbyshire et du nord de l'Angleterre étaient fondus dans des fourneaux

très grossiers (*boles*), soufflés par la seule force du vent, et que, pour cette raison, on plaçait sur le sommet ou sur les pentes occidentales des collines les plus élevées. Plus tard, ces fourneaux ont été remplacés par des espèces de fourneaux à manche (*hearths*) qui ressemblaient, si ce n'est qu'ils étaient plus grands, à une forge de maréchal; ils étaient alimentés par de grands soufflets mis en mouvement par des hommes ou par des machines hydrauliques. Maintenant l'opération principale de la fonte s'exécute toujours, en Derbyshire, dans des *fourneaux à réverbère*, et le plus souvent, près d'Alston-Moor, dans des fourneaux analogues à ceux que l'on désigne en France sous le nom de *fourneaux écossais*.

Avant d'entrer dans le détail des procédés de fonte, nous allons donner la description tant de ces fourneaux que de ceux qui servent aux opérations accessoires.

Des fourneaux employés dans le traitement métallurgique des minerais de plomb.

Le *fourneau à réverbère* (*cupola*), qui maintenant est exclusivement employé en Derbyshire pour la fusion des minerais de plomb, y fut importé du pays de Galles, vers 1747, par une compagnie de quakers. Le premier établi dans ce comté fut bâti à *Kalstedge*, sur le territoire d'*Ashover*. Fourneaux employés.

Dans les usines où la construction de ces sortes de fourneaux est le plus perfectionnée, ils ont intérieurement 8 pieds (2^{m},46) de long sur 6 (1^{m},85) de large dans le milieu, et 2 (0^{m},62) de haut au centre. Le foyer, placé à une des extrémités, est séparé du corps du fourneau par un massif de maçonnerie appelé *pont de la chauffe*, qui a 2 pieds (0^{m},62) d'épaisseur, et ne laisse que 14 à 18 pouces (0^{m},36 à 0^{m},46) entre sa surface supérieure et la voûte. A partir de ce point, qui est le plus élevé, la voûte s'abaisse graduellement jusqu'à l'extrémité opposée, où elle n'a plus que 6 pouces (0^{m},16) d'élévation au-dessus de la sole. A cette extrémité se trouvent deux ouvertures, séparées par un prisme triangulaire de pierre réfractaire, qui vont se rendre dans un canal large d'un pied et demi (0^{m},46) et long de 10 (3^{m},08), qui, se recourbant vers le haut, se joint d'une manière continue à une cheminée de 55 pieds (17 mètres) de hauteur verticale. Le conduit ci-dessus est recouvert de pierres plates soigneusement jointoyées avec de l'argile réfractaire, et qu'on peut ôter lorsque le dépôt qui s'y fait, et qui finit par s'y fondre, exige un nettoyage.

L'un des côtés du fuorneau porte le nom de *côté du manœuvre* (*labourer's-side*); il présente une porte pour jeter de la houille sur la grille et trois petites ouvertures ayant chacune environ 6 pouces (0^{m},15) en carré. Ces ouvertures se ferment avec des plaques de fonte mobiles; on les

enlève quand le travail exige que l'air circule ou qu'on remue les matières contenues dans le fourneau. Sur le côté opposé, appelé le *côté du travail* (*working-side*), se trouvent cinq ouvertures, savoir : trois pareilles et opposées à celles qui viennent d'être décrites, et se fermant de même avec des plaques de fonte mobiles, et plus bas deux autres, dont l'une sert à l'écoulement du plomb et l'autre à celui des scories : c'est aussi de ce côté que se trouve l'ouverture du cendrier, disposée de manière à ce qu'on puisse facilement dégager par-dessous les barreaux de la grille lorsque la houille, en se collant, vient à former une masse assez épaisse pour gêner le tirage. Au fond du cendrier, il y a une nappe d'eau dans laquelle s'éteignent les fragmens de houille embrasés qui passent à travers la grille.

La sole du fourneau est composée de scories de fourneaux à réverbère, auxquelles on a fait prendre une forme convenable en les battant soit avec un râble en fer, soit avec une forte houe, avant leur entière solidification. Du côté du manœuvre, cette sole s'élève presque jusqu'à la surface des trois ouvertures qui y sont pratiquées, et elle s'abaisse vers le côté du travail de manière à l'atteindre à 18 pouces ($0^m,46$) au-dessous de l'ouverture du milieu : c'est en ce point, le plus bas du fourneau, que se trouve l'ouverture (*tap-hole*), par laquelle on laisse écouler le plomb dans une grande chaudière de fonte (*lea-pan*), disposée à

cet effet dans une espèce de niche que présente la maçonnerie du fourneau. A partir du point le plus bas, ci-dessus indiqué, la sole s'élève dans toutes les directions, en formant un bassin, dans lequel se rend tout le plomb à mesure qu'il fond. Au niveau auquel s'élève ordinairement la surface du bain, se trouve au-dessous de l'*ouvreau* du *working-side,* le plus éloigné de la chauffe, l'ouverture pour l'écoulement des scories déjà mentionnée ci-dessus.

Au milieu de la voûte il existe une petite ouverture appelée *crown-hole,* qui est recouverte, pendant le travail, d'une épaisse plaque de fonte. Au-dessus de cette ouverture est placée une large trémie en bois ou en fer, terminée inférieurement par un cylindre de fer; les matières qui sont contenues dans la trémie tombent à volonté sur la sole du fourneau en ouvrant ou en fermant une trappe placée à sa partie inférieure.

Fourneau de grillage.

2°. Du *fourneau de grillage* (*roasting furnace*). Ce fourneau a été introduit, depuis vingt-cinq à trente ans, aux environs d'Alston-Moor, pour griller le minerai destiné à passer au fourneau écossais, opération qui facilite beaucoup le travail dans ce dernier. Depuis son premier établissement, il a subi successivement des modifications considérables. Le modèle qui passe aujourd'hui pour le meilleur (fig. 1 et 2, Pl. XIV), présente une aire plane de 6 pieds ($1^{m},85$) de long et d'une largeur presque égale, ayant de chaque côté trois

portes : l'une M, plus grande que les deux autres, placée au milieu du fourneau, sert à y introduire et à en retirer le minerai; les autres portes N, N servent seulement à remuer le minerai. On pratique pour ce même but deux portes *g*, *g* sur le côté opposé à la chauffe, par lesquelles on peut, à l'aide d'un râble, faire aller le minerai depuis le pont de la chauffe jusqu'à l'extrémité opposée. Le foyer B a 25 pouces (0^m,64) de long et 36 (0^m,92) de large; il est séparé du fourneau par un massif en maçonnerie A, nommé *pont de la chauffe* (*fire bridge*).

Pour que la chaleur soit plus uniformément répandue sur le minerai, on pratique deux tuyaux C, C, séparés par un massif triangulaire D, par lesquels la fumée se rend dans la cheminée verticale *f*. Les cadmies qui se déposent dans cette cheminée sont enlevées de temps en temps par la porte O.

La sole est formée par un rang de briques posées de champ; elles sont placées sur une plaque de fonte Q, qui entre dans le pont de la chauffe et le mur de la cheminée, et qui repose en outre sur trois piliers en fonte.

3°. Du *fourneau écossais* (*smelting-furnace* ou *ore-hearth*). Ce fourneau, que nous désignons ainsi, parce qu'il se rapproche de celui qui était employé à Pesey sous cette dénomination, a intérieurement une hauteur de 22 ou 23 pouces anglais (0^m,56 ou 0^m,59). Sa section horizontale, toujours

Fourneau écossais.

rectangulaire, est très variable dans ses dimensions, suivant la hauteur à laquelle elle est faite, ainsi qu'on peut le voir dans la figure 3, Pl. XIV.

La sole et les parois sont en fonte; la sole AB est formée d'une plaque de fonte de 2 pouces $\frac{1}{2}$ (0m,065) d'épaisseur, bordée sur ses côtés postérieurs et latéraux d'un rebord Ac de 2 pouces $\frac{1}{2}$ (0m,065) d'épaisseur et de 4 pouces $\frac{1}{2}$ (0m,117) de hauteur. En avant de la sole se trouve une autre plaque de fonte MN M'N', appelée *pierre du travail* (*work-stone*), entourée de tous côtés, excepté sur celui qui regarde la sole du fourneau, d'un rebord d'un pouce de hauteur et d'un pouce d'épaisseur; elle est inclinée de l'arrière à l'avant, et son rebord postérieur, placé à environ 4 pouces $\frac{1}{2}$ (0m,117) au-dessus de la surface de la sole, en est séparé par un espace vide *q*, qu'on remplit avec un mélange de cendre d'os et de galène en poudre fine, humectés et broyés ensemble. Ce mélange forme une masse impénétrable au plomb fondu, qui, après avoir rempli l'espèce de bassin que présente par ce moyen le fond du fourneau, coule naturellement par la rigole *gh* (de près d'un pouce de profondeur) pratiquée dans le *work-stone*. Le plomb se rend ensuite dans une chaudière de réception P (*melting-pot*) placée au-dessous du bord antérieur du *work-stone*.

Le rebord postérieur de la sole est surmonté par une pièce de fonte Dc, appelée *back-stone*, de

28 pouces anglais ($0^m,72$) de long et de 6 pouces $\frac{1}{2}$ ($0^m,17$) de haut, sur laquelle est placée la tuyère. Elle supporte une autre pièce de fonte EF, appelée *pipe-stone*, évidée à sa partie inférieure, au milieu de sa longueur, pour le passage de la tuyère. Cette pièce s'avance de 2 pouces dans l'intérieur du fourneau, dont la paroi postérieure est enfin couronnée par une autre pièce de fonte FH, appelée encore *back-stone*.

Sur les rebords que présente la sole sur ses deux côtés, sont placées deux pièces de fonte appelées *porteurs* (*bearers*), ayant chacune 5 pouces ($0^m,13$) de largeur et de hauteur, et 26 pouces ($0^m,67$) de long; elles s'avancent d'un pouce ou deux par-dessus le bord postérieur et le plus élevé du *work-stone*, et contribuent très efficacement à le fixer solidement à sa place.

Les pièces de fonte appelées *bearers* supportent, par l'intermédiaire de plusieurs rangs de briques réfractaires, une pièce de fonte LL', appelée *fore-stone*, qui a les mêmes dimensions que la pièce dite *back-stone*, sur laquelle repose la base de la machine soufflante. Cette pièce est en contact par chacune de ses extrémités avec une autre pièce de fonte exactement cubique et de 6 pouces de côté, appelée *clé* (*key-stone*), supportée par de la maçonnerie; enfin, les vides qui restent entre les deux clés et la partie postérieure du fourneau, sont remplis par deux pièces de fonte exactement pareilles aux clés.

Le devant du fourneau se trouve ouvert sur une hauteur d'environ 12 pouces ($0^m,30$) depuis la partie inférieure de la pièce transversale antérieure, appelée *fore-stone*, jusqu'à la partie supérieure du *work-stone*. C'est par cette ouverture que les ouvriers travaillent.

Les produits de la combustion, en sortant du fourneau écossais, se rendent souvent dans un long tuyau très légèrement ascendant, dans lequel ils déposent toutes les particules de minerai qu'ils peuvent entraîner; ces tuyaux, dont la longueur est souvent de plus de 100 yards (92 mètres), ont ordinairement, dans l'intérieur, 5 pieds de haut sur 3 de large ($1^m,54$ sur $0^m,92$); ils se terminent toujours par une cheminée verticale. Les parties qui se déposent près de l'entrée du tuyau, ont besoin d'être lavées; il n'est pas nécessaire de faire subir cette opération aux autres cadmies : le tout peut être reporté au fourneau de grillage pour y être grillé et réagglutiné, ou bien porté sans aucune préparation au fourneau à manche (*slag-hearth*).

Fourneau à manche

4°. Le *fourneau à manche* (*slag-hearth*) est en usage à Alston-Moor depuis plus d'un siècle; durant cet intervalle, il a subi de grandes modifications. Le vide intérieur de ceux employés actuellement (fig. 5 et 6, Pl. XIV) est un parallélépipède de 26 pouces ($0^m,67$) de long, 22 pouces ($0^m,57$) de large et 33 pouces ($0^m,85$) de haut. La sole est formée par une plaque de fonte de 2 pouces

d'épaisseur, légèrement inclinée de l'arrière à l'avant; sur cette sole sont couchés les supports *ik* (*bearers*), qui sont des pièces de fonte semblables aux pièces du même nom du fourneau écossais; ces supports soutiennent le devant du fourneau, qui est composé de deux pièces de fonte LL′, appelées *fore-stones*, ayant chacune environ 12 pouces (0m,30) de hauteur et 26 pouces (0m,67) de longueur, séparées l'une de l'autre par un rang de briques réfractaires de 2 pouces (0m,051) de hauteur, qui élèvent d'autant la pièce supérieure; entre l'inférieure et la sole reste une ouverture d'environ 7 pouces (0m,18) de hauteur. Les parois latérales du fourneau, au-dessus des *bearers*, sont faits en pierre de taille à grain ouvert (grès à gros grains), ainsi que la partie de la paroi postérieure située au dessus de la tuyère; la partie qui se trouve au-dessous, dont la hauteur est environ de 20 pouces (0m,51), est formée par une plaque de fonte. La tuyère, placée, ainsi qu'on vient de le dire, à 20 pouces (0m,51) au-dessus de la sole du fourneau, a un peu plus de 2 pouces de diamètre.

On remplit tout le fond du fourneau jusqu'à 17 pouces (0m,44) de hauteur, c'est-à-dire jusqu'à 2 ou 3 pouces au-dessous de la tuyère, avec du petit frasil de coke presque réduit en cendres, qu'on bat assez fortement. A chaque reprise de fondage (*smelting-shift*), il faut refaire cette *casse* et réparer la partie de l'intérieur du fourneau qui

se trouve au-dessus de la tuyère, à l'exception du devant, qui est tout en fonte.

En avant du fourneau se trouve un bassin de réception P, partagé en deux compartimens par une cloison qui ne descend pas jusqu'au fond. On remplit aussi de petit frasil battu, le plus grand de ces deux compartimens. Plus loin se trouve une fosse Q, pleine d'eau, dans laquelle arrive sans cesse un petit courant d'eau froide par le tuyau S. Les scories, en coulant du fourneau, passent par-dessus la *casse* que contient le bassin de réception, et vont tomber dans l'eau, dont la fraîcheur les fait éclater en petits fragmens; ce qui les rend faciles à laver pour en séparer le plomb qu'elles ont pu entraîner. Pour produire cet effet le plus complétement possible, il faut que le courant d'eau froide arrive dans la fosse aussi près que possible du point où y tombent les scories : ce n'est que depuis vingt-cinq ans qu'on fait usage de ces fosses pleines d'eau. Autrefois on ne mettait pas de *casse* sur le bassin de réception, et l'on y recevait la scorie aussi bien que le plomb. La première se figeait à la surface, et on l'enlevait par gâteaux, qu'on bocardait ensuite pour pouvoir les laver, et séparer par ce moyen les grenailles de plomb qui s'y trouvaient.

En Derbyshire, on emploie aussi des fourneaux à manche pour refondre les scories riches et les crasses que donnent les fourneaux à réverbère. On en voit généralement un près de chacun des

derniers. Ils ont environ 3 pieds de haut, et sont très larges; ils sont composés de quatre plaques de fonte. Quelques parties de l'intérieur sont construites en briques réfractaires; ils sont surmontés d'une cheminée. La sole est composée d'argile et de cendre (menu coke) battus. La tuyère est inclinée.

Ces fourneaux sont alimentés en général par des soufflets en bois. A l'usine de *Lea*, près de Matlock, la machine soufflante se compose de deux tonneaux qui se meuvent sur des axes horizontaux : chacun de ces tonneaux est divisé en deux parties égales par un plan fixe passant par son axe, et est rempli d'eau jusqu'à une certaine hauteur. L'eau d'un côté communique avec celle de l'autre par une ouverture que présente la partie inférieure de la cloison. Chaque tonneau jouit d'un mouvement d'oscillation produit par une bielle attachée à la manivelle d'une roue à aubes. A chaque demi-oscillation, l'un des compartimens se trouve en communication avec l'air extérieur et se remplit, tandis que l'autre, au contraire, communique avec la buse et fournit le vent au fourneau.

5°. *Fourneau de coupelle* (*refining furnace*). Fourneau de coupelle.
Le raffinage du plomb, qui s'opère avec avantage dans quelques usines des environs d'Alston-Moor, s'exécute dans des fourneaux à réverbère, dont le foyer (fig. 1 et 2, Pl. XVI) a 22 pouces ($0^m,56$) en carré, et est séparé de la sole par un massif

en maçonnerie *b* (pont de la chauffe, *fire-bridge*) de 14 pouces ($0^m,36$) de largeur. La flamme, après avoir passé sur la surface du plomb qui se trouve dans la coupelle, se rend ensuite dans deux tuyaux *e*, qui prennent naissance sur le côté opposé du fourneau, et se terminent dans une cheminée *f* de 40 pieds (12 mètres) de hauteur. Au bas de la cheminée, sont des ouvertures *ii*, *ii*, pour en retirer les cadmies qui se déposent dans leur intérieur. Ces ouvertures sont bouchées pendant l'opération. Les fourneaux de coupelle sont généralement doubles et établis de part et d'autre de la cheminée où se condensent les vapeurs plombeuses.

La coupelle (*cupel* ou *test*), dans laquelle l'opération s'exécute, est mobile; elle est composée d'un châssis ou cadre oval ABCD (fig. 3 et 4, Pl. XVI) en fer, entouré d'un rebord de 3 pouces $\frac{3}{4}$ ($0^m,097$) de hauteur, dont le plus grand diamètre est de 4 pieds ($1^m,23$), et le plus petit de 2 $\frac{1}{2}$ ($0^m,64$); son fond présente (fig. 3) quatre barres transversales AD, *mm'*, *nn'*, BC, ayant, ainsi que les autres parties du cadre, 3 pouces $\frac{3}{4}$ ($0^m,097$) de largeur et 1 pouce d'épaisseur. La première de ces barres est placée à 9 pouces ($0^m,23$) de la partie antérieure du rebord, et les trois autres sont à peu près également espacées entre celle-ci et le bord postérieur.

Pour former la coupelle, on met dans le cadre (*test-frame*) des couches successives d'un mélange

de cendres d'os et de cendres de fougère en poussière très fine. Les cendres d'os forment du $\frac{1}{8}$ au $\frac{1}{16}$ du volume du mélange, suivant la pureté de la cendre de fougère qu'on emploie, en raison de la forte proportion de potasse qu'elle contient, et qui a la propriété de vitrifier à demi la poudre d'os, de faire disparaître sa friabilité et de la rendre plus durable. Pour donner de la solidité à la coupelle, on bat assez fortement les couches de cendres, et l'on en met jusqu'à ce que le cadre soit entièrement rempli ; ensuite on creuse la masse ainsi formée au moyen d'une petite bêche faite exprès, jusqu'à ce qu'elle n'ait plus que $\frac{3}{4}$ (0^m,019) de pouce d'épaisseur dans le fond au-dessus des barres du châssis (*test-frame*). On laisse un rebord de 2 pouces (0^m,051) de large à la partie supérieure, et de 2 pouces $\frac{1}{2}$ (0^m,064) à la partie inférieure, excepté sur le devant, appelé *poitrine* (*breast*), qui a 5 pouces d'épaisseur. Dans cette partie antérieure, on creuse une ouverture d'un pouce $\frac{1}{4}$ (0^m,032) de large, et de 6 pouces (0^m,15) de long, avec laquelle communique l'issue (*gate-way*) de la litharge.

La coupelle ainsi préparée, on la place dans le fourneau de raffinage, dont elle peut être considérée comme la sole. Elle repose sur un anneau de fer scellé dans la maçonnerie du fourneau ; la hauteur de la voûte du fourneau au-dessus de la coupelle est de 12 pouces (0^m,50) près du pont de la chauffe, et de 9 (0^m,23) près du tuyau de sortie.

La tuyère est pratiquée sur le côté postérieur du fourneau opposé à celui par lequel coule la litharge.

Sur les côtés on pratique des ouvertures *g*, *g*, soit pour filer le plomb, soit pour introduire du plomb fondu dans l'intérieur de la coupelle.

Un petit fourneau en briques est accolé à celui de coupelle ; il porte une chaudière, dans laquelle on fait fondre le plomb que l'on file.

Fourneau de réduction.

6°. *Fourneau de réduction.* On a quelquefois opéré la revivification de la litharge dans des fourneaux semblables à ceux employés pour la fusion du minerai, mais seulement un peu plus grands. Maintenant on fait principalement cette opération dans des fourneaux à réverbère (Pl. XVI, fig. 5 et 6), dont l'aire plane a 6 pieds (1^{m},85) de large, vis-à-vis des deux portes latérales *m*, *m'* : la première, par laquelle on retire les scories ; la seconde, qui sert à charger le fourneau. Il existe deux autres portes *n*, *n'* plus petites, au moyen desquelles l'ouvrier accumule les crasses sur la partie du fourneau qui avoisine le pont de la chauffe,

Le foyer a 25 pouces (0^{m},64) en carré, et est séparé du fourneau par le pont de la chauffe B (*fire-bridge*). A l'extrémité opposée, se trouvent tantôt un tuyau *h*, tantôt deux, par lesquels les produits de la combustion se rendent dans une cheminée verticale *f*.

Souvent le fourneau est réuni à la cheminée

verticale par un long tuyau légèrement ascendant, dans lequel se dépose la litharge en poussière, entraînée par le courant d'air, et qu'on appelle *rafiner's fume*. Ce dépôt peut être employé directement pour la peinture, ou bien, sans avoir besoin de lavage préalable, porté au fourneau à manche (*slag-hearth*). Il donne du plomb qui ne contient pas d'argent.

Ce dépôt est assez considérable pour indemniser de la construction des tuyaux, qui en même temps préviennent les effets fâcheux que produit sur la végétation des terrains voisins et sur le bétail qui y paît, l'oxide de plomb sublimé.

Le plomb se rend dans le bassin de réception P, par le canal OP.

Procédés suivis dans la fonte des minerais de plomb.

Fonte au fourneau à réverbère. Ainsi que nous l'avons déjà dit, ce fourneau est employé exclusivement en Derbyshire pour la fonte des minerais de plomb, et l'on en fait également usage dans quelques usines des environs d'Alston-Moor. Nous allons décrire le procédé suivi à Lea, en Derbyshire, tel que le rapporte M. Farey, en y ajoutant quelques particularités que nous avons nous-mêmes remarquées sur les lieux. Traitement des minerais.

Pendant la durée d'une opération, on place dans la trémie située au-dessus du fourneau

(page 575) la charge de minerai destinée à être traitée à l'opération suivante. Cette charge se compose ordinairement de 16 quintaux, chacun de 120 livres avoirdupois (54^k,68) et est formée d'un mélange intime de 5, 6, 7 et même 8 sortes de minerai venant de diverses mines et préparées de diverses manières. Les proportions du mélange se déterminent par l'expérience et importent beaucoup au succès du travail.

Le minerai est plutôt à l'état de grenaille qu'à celui de schlich; quelquefois il est très pur et donne jusqu'à 75 p. 100; mais ordinairement il est mélangé d'une grande proportion de carbonate et de fluate de chaux; son produit varie de 65 à 23 p. 100.

Dès que tout le plomb produit par une opération s'est complétement écoulé, et que les scories et les crasses sont entièrement enlevées, on rebouche les deux orifices d'écoulement avec de la chaux vive gâchée avec de l'eau en mortier assez consistant. On ôte ensuite la plaque de fonte qui se trouve au-dessous de la trémie, et en tirant la planche à coulisse qui la ferme par le bas, on laisse tomber toute la nouvelle charge dans le fourneau, sur la sole duquel on l'étend avec des râbles. Aussitôt après on ferme les portes du fourneau pour qu'il puisse s'échauffer. Quand il a acquis la température convenable, qui doit être moindre que la chaleur rouge, on rouvre les portes et l'on remue le minerai sur la sole,

alternativement par les ouvertures de l'un et de l'autre côté du fourneau.

On répète ce travail pendant deux ou trois heures, de manière à exposer à plusieurs reprises chaque partie du minerai à l'action de l'air et de la chaleur. Cette première partie de l'opération a pour objet de griller le minerai, c'est-à-dire de chasser en partie le soufre, l'arsenic, etc., et d'oxider une partie du plomb. On reconnaît que ce grillage est porté assez loin par la cessation des vapeurs que dégageait le minerai, et dont l'abondance obscurcissait l'intérieur du fourneau, qui s'éclaircit alors complétement. C'est à cette époque de l'opération qu'on ajoute, s'il est nécessaire, du fondant, consistant en un mélange de spath-fluor et de spath calcaire, dans lequel le premier domine, et qu'on a mis à part pendant la préparation mécanique des minerais de plomb. La quantité qu'on en emploie est très variable et souvent assez grande. Elle est proportionnelle à la nature du minerai; on en ajoute à plusieurs reprises et jusqu'à ce que le fondeur s'aperçoive que toutes les scories sont disposées à fondre. Il le jette avec une pelle par les ouvertures latérales du fourneau sur les parties de la sole où il paraît être nécessaire.

On ferme ensuite de nouveau les portes du fourneau, et l'on augmente la chaleur, afin d'opérer la réduction du plomb et la fusion complète des scories. Le métal coule à mesure vers

la partie la plus basse de la sole, et y forme un bain, sur lequel surnagent les matières terreuses en fusion, qui finissent par y former une couche de 2 à 3 pouces d'épaisseur. Le fondeur a soin, pendant ce temps, de remonter vers les parties élevées de la sole le minerai non réduit, pour qu'il reste toujours exposé à l'action de l'air et de la chaleur.

La fusion du plomb et des scories terminée, on fait couler ces dernières en ouvrant l'orifice destiné à leur donner issue (1). Elles sont très liquides et coulent sur le pavé de l'atelier, sur lequel elles se figent. Elles sont alors opaques et d'un gris blanchâtre.

Ces scories contiennent une grande quantité de sulfate de plomb. L'analyse de l'une d'elles en a donné 38 p. 100, et une quantité assez considérable de fluate de chaux, qui leur communique probablement la fusibilité dont elles jouissent.

---

(1) D'après M. Forster, lorsqu'on établit, il y a quelques années, des fourneaux à réverbère dans l'usine de la Compagnie de Londres, pour le plomb (*London lead Company*), à Whitefieldmill, dans le Northumberland, on y pratiqua deux orifices d'écoulement (*taps*), ainsi qu'il a été dit plus haut, l'un pour le plomb et l'autre pour les scories; mais, plus tard, on fut obligé de supprimer l'orifice des scories, parce que, comme il se trouvait très près de celui par lequel coule le plomb, les ouvriers étaient fortement incommodés par la chaleur en versant le plomb dans les moules. Au lieu de faire écouler la scorie de cette

Aussitôt après l'écoulement ou l'enlèvement de la masse principale des scories, le fondeur répand sur la surface du bain deux ou trois pelletées de chaux vive en poudre, dont l'effet est de solidifier le reste de scories qui flottent encore sur la surface du métal. On les écarte ensuite soigneusement au moyen d'un râble ou d'une espèce de houe, et on les pousse sur la sole dans un état de demi-fluidité. Cette scorie, ou plutôt cette *crasse*, qu'on appelle *drawn-slag*, devient quand elle est refroidie d'un gris foncé, et a une très grande densité. Elle a quelque analogie avec les crasses blanches de Pezey et de Poullaouen, avec lesquelles elle se rapproche de composition (1).

manière, on imagina de jeter une certaine quantité de chaux sur la scorie liquide jusqu'à ce qu'elle fût suffisamment solidifiée, ou, comme disent les ouvriers, *séchée* (*driep-up*), pour qu'on pût la repousser de la surface du plomb sur des parties plus élevées de la sole, d'où, avant de recharger, on l'enlevait par une des portes.

Cette méthode de sécher les scories ne peut être employée que lorsque leur quantité est peu considérable. Elle était en usage en France il y a quelques années; maintenant, on dessèche en ajoutant des fragmens de charbon, substitution qui a l'avantage de réduire immédiatement une certaine quantité de sulfate de plomb, et de ne pas augmenter la proportion de matières terreuses.

(1) L'analyse de ces crasses, faite au laboratoire de l'École des Mines, sous la surveillance de M. Berthier, a donné 37 p. 100 de plomb métallique.

L'analyse des crasses blanches de Poullaouen donne, généralement, de 35 à 40 p. 100 de plomb métallique.

Elle est en général fondue au fourneau à manche; cependant quelques établissemens envoient à Londres une partie de celle qu'ils produisent, où elle sert aux fondeurs de cendres d'orfèvres.

Le bain de plomb étant complétement découvert, on nétoie, s'il est nécessaire, la chaudière (*lead-pan*) destinée à le recevoir, et l'on y fait couler le plomb; on écume la surface du métal dans la chaudière, et l'on rejette l'écume dans le fourneau, près du pont, où elle présente des couleurs changeantes et d'un éclat extraordinaire; bientôt le plomb qu'elle contient se liquate et coule dans le creux de la sole, d'où on le fait passer dans le bassin de coulée. On retire aussi de dessus la surface du plomb des mattes plombeuses, qu'on traite ensuite au fourneau à manche (*slag-mill-hearth*), et quelquefois des mattes cuivreuses qu'on rejette.

Le plomb étant ainsi nétoyé, on le puise avec des poches et on le verse dans les moules. Le plomb du Derbyshire est généralement trop pauvre en argent pour qu'on puisse en extraire ce métal avec avantage.

On retire ensuite du fourneau les diverses crasses qui se trouvent encore sur la sole, et après avoir rebouché les orifices des scories et du plomb, on y laisse tomber une nouvelle charge, de sorte qu'il ne s'écoule que quelques minutes entre deux opérations consécutives. On continue ainsi toute la

semaine sans interruption, au moyen de deux postes d'ouvriers, qui se relèvent toutes les 7 ou 8 heures. La fonte du minerai dure 5 heures, et celle des crasses de 1 heure à 1 heure $\frac{1}{4}$, en sorte que l'opération est entièrement achevée au bout de 6 heures ou 6 heures $\frac{1}{4}$. Le produit moyen de tous les minerais fondus pendant plusieurs années dans les fourneaux à réverbère de *Stanage*, en Derbyshire, a été de 66 p. 100, et l'on assure que lorsqu'on a fondu du minerai le plus pur tout seul, on a obtenu 76 p. 100.

Au fourneau à réverbère d'Ecton, on emploie comme flux du spath-fluor de la mine de *Knowle*, près de Matlock.

Fonte au fourneau à manche, des crasses, ou scories riches du fourneau à réverbère. La scorie noire (*black* ou *drawn-slag*) du fourneau à réverbère est cassée, au marteau, en petits morceaux, et mêlée en proportion convenable avec le frasil de houille qui tombe à travers la grille du fourneau à réverbère. Aux scories noires on joint les mattes plombeuses qui surnagent sur la surface du bain de plomb quand on le raffine par le repos de masse, ainsi que les matières qui se déposent dans la cheminée du même fourneau : on y ajoute, comme fondant, du minerai extrêmement pauvre, ayant pour gangue de la chaux carbonatée et de la chaux fluatée, qui a été mise à part pendant la préparation mécanique. C'est avec un mélange de ces diverses matières qu'on charge le

Fonte des crasses au fourneau à manche.

fourneau à manche (*slag-mill-hearth*) décrit plus haut (page 582).

Par l'action de la chaleur et du charbon, le plomb se revivifie, les matières terreuses coulent en scories très liquides, et le tout se rend à travers la masse enflammée dans un bassin de réception placé au-dessous. On épaissit les scories en jetant de la chaux vive dessus, et on l'arrache avec un râble. Ces scories sont rejetées ou employées seulement au raccommodage des routes. A la fin de l'opération, le plomb réuni dans le bassin de réception, est moulé en saumons d'une forme particulière. Ce plomb, appelé *slag-lead*, est plus dur, plus sonore que le plomb obtenu au fourneau à réverbère ; il est préféré pour la fabrication du minium (1), pour celle du plomb de chasse et pour quelques autres usages.

---

(1) Il paraît, au premier abord, étonnant que les crasses fournissent du plomb susceptible de donner un bon minium; mais en réfléchissant que c'est principalement le cuivre qui altère la couleur de cet oxide, on concevra facilement que tout ce métal a passé dans les scories du fourneau à réverbère, ou qu'il est mélangé avec le plomb provenant de cette opération. Effectivement, on enlève de dessus le bain de plomb des plaques de mattes de cuivre, comme nous l'avons déjà observé.

TRAITEMENT DES MINERAIS DE PLOMB A L'USINE DE LORD GROSVENOR.

Réduction du schlich.

L'usine à plomb de lord Grosvenor est située dans le nord du pays de Galles, à 2 milles de Holywell.

Les fig. 1 et 2, Pl. XVII, représentent l'un des fourneaux à réverbère dont on se sert dans l'usine de lord Grosvenor pour la réduction des minerais de plomb. Nous garantissons la parfaite exactitude de ces plans. Fourneau.

La sole présente, comme celle des fourneaux de Lea, un creux au-dessous de l'une des portes du milieu, et a une inclinaison de toutes parts vers ce bassin intérieur. La distance du point le plus bas de ce bassin, au-dessous du seuil de la porte, est ordinairement de 24 pouces ($0^m,61$) et quelquefois moins, suivant la nature du minerai que l'on traite.

Ce fourneau n'a pas de trou pour couler des scories; mais, à cette exception près, il possède le même nombre de portes ou ouvertures que le fourneau de Lea.

Une seule cheminée sert à tous les fourneaux de l'usine. Les produits de la combustion ou du grillage des minerais s'y rendent en passant par une suite de conduits dans lesquels se condensent une grande partie des vapeurs nuisibles.

La fig. 2 *bis* donne une idée de la disposition de ces conduits.

En F sont indiqués les fourneaux.

Les conduits *a* ont 18 pouces (0^{m},46) de côté intérieurement; les conduits *b* ont 5 pieds sur 2 pieds 6 pouces (1^{m},52 sur 0^{m},76); le conduit *g* 6 pieds sur 5 pieds (0^{m},83 sur 0^{m},91). A est une espèce de chambre circulaire de 15 pieds (4^{m},57) de diamètre. Le conduit *e* a 7 pieds sur 5 (2^{m},15 sur 1^{m},52), et enfin le conduit *d*, qui communique avec le fourneau à manche (*slag hearth*), a 6 pieds sur 3 (1^{m},83 sur 0^{m},91).

La cheminée est placée en C; elle a à sa partie inférieure 30 pieds (9^{m},10) de diamètre, y compris l'épaisseur des murs, et 12 pieds (3^{m},66) à sa partie supérieure. On voit que sa forme extérieure est celle d'un tronc de cône. Sa hauteur au-dessus du sol paraît être d'environ 100 pieds (30^{m},47); nous n'en avons cependant pas la mesure exacte, mais le directeur de l'usine nous a dit que l'on comptait 162 pieds (55^{m},36) de son sommet au plan de la base des fourneaux, qui sont situés, à quelque distance, au pied de la colline sur laquelle elle s'élève.

Les appareils du genre de celui que nous venons de décrire ne sont pas principalement destinés à recueillir quelques produits, ils ont surtout pour but de détruire ou de diminuer les effets dangereux de certaines vapeurs sur la santé des hommes et des animaux, ou sur la végétation.

La loi force les propriétaires d'usines à les établir.

Passons maintenant au traitement métallurgique proprement dit.

Les minerais traités à Holywell sont des galènes assez réfractaires, mêlées de blende, calamine, pyrites, carbonate de chaux, etc., mais ne renfermant pas de fluate de chaux. Ils se servent mutuellement de fondans. Minerais.

On emploie comme combustible une houille de qualité inférieure. Combustible

La sole est faite avec des scories que l'on a obtenues pendant l'opération, et qui ne sont que d'une seule espèce. Construction de la sole.

Pour la construire, on commence par jeter sur l'aire en briques 7 à 8 tonnes de ces scories. On les met en fusion, au moyen d'un coup de feu, et dès que, par le refroidissement, elles ont passé à l'état pâteux, on donne à la sole la forme qu'elle doit avoir. Quatre ouvriers, dont deux travaillent de chaque côté du fourneau, sont employés à ce travail.

Nous avons étudié l'opération dans toutes ses phases avec le plus grand soin, et M. Henri, directeur de l'usine, a bien voulu, à la recommandation de M. John Taylor, nous fournir, avec la plus rare complaisance, tous les renseignemens qui nous étaient nécessaires.

Voici la description de ce travail. Opérations.

La charge du minerai est de 20 quintaux

(1015 kilogrammes). On l'introduit par la trémie T.

L'aide, avec un râble, par les portes de la face de derrière, la répartit uniformément sur toute l'étendue de la sole.

Le fourneau n'est alors chauffé que par le charbon restant de la précédente opération; on n'ajoute pas de combustible pendant les deux premières heures, mais on entretient seulement une douce chaleur, en jetant de temps en temps sur la grille deux ou trois pelletées de houille. On ferme toutes les portes, et on laisse le registre de la cheminée baissé.

Le bassin extérieur est alors rempli de plomb provenant de l'opération précédente; ce métal est recouvert de crasses. Une fente rectangulaire, située au-dessus du trou de coulée, est ouverte, et elle reste ainsi pendant tout le temps de l'opération, à moins que le plomb ne s'élevant dans le bassin intérieur au-dessus de la partie inférieure de cette ouverture, on ne craigne qu'il coule au dehors; ce qui force alors à construire une petite digue pour l'en empêcher.

Bientôt on ouvre les deux portes extrêmes de la face de devant, et le maître fondeur rejette, par l'une et par l'autre, sur la sole du fourneau, les crasses surnageant le bain, et quelques instans après, débouchant le trou de coulée, on recueille le plomb métallique qu'elles ont produit.

Dans le même temps, l'aide retourne le

minerai avec la spadèle, par les portes de derrière.

Les portes de derrière étant de nouveau fermées, et les deux portes extrêmes de la face de devant étant ouvertes, le maître fondeur jette une pelletée de menue houille ou de cendres de coke dans le bain de plomb, et brasse le tout ensemble. Il retourne le minerai dans le fourneau avec la spadèle, et environ trois-quarts d'heure après le commencement de l'opération, il rejette sur la sole les nouvelles crasses qui surnagent le bain dans le bassin extérieur, et qui sont mêlées de charbon. Il retourne crasses et minerai avec la spadèle, et ferme ensuite toutes les portes.

Le maître fondeur coule alors le plomb dans les lingotières : le métal paraît très pur ; il se forme beaucoup moins de crasses à sa surface que lorsqu'on coule les saumons à Lea.

Au bout d'un certain temps, l'aide retourne encore le minerai par les portes de derrière.

Un peu plus d'une heure après le commencement de l'opération, on fait une coulée de plomb, qui provient des dernières crasses refondues. Cette coulée est abondante, elle remplit presque la moitié de la capacité du bassin extérieur.

Le maître fondeur et son aide, chacun de leur côté, et successivement par les différentes portes de ces deux faces du fourneau, retournent le minerai avec les spadèles.

L'intérieur du fourneau, dans ce moment, est d'un rouge sombre; le grillage paraît se continuer plutôt par la combustion des parties sulfureuses que par l'action de la houille qui est sur la grille.

Le maître fondeur, fermant les portes de devant, à l'exception de celle située près du pont, enlève les nouvelles crasses déposées à la surface du bain, et après les avoir égouttées, les rejette dans le fourneau par la porte qui est restée ouverte.

Une heure ½ environ après l'entreprise de l'opération, le plomb commence à couler en petite quantité du minerai; on cherche cependant à éviter, autant que possible, cette réduction de la galène, du moins pendant les deux premières heures.

Bientôt les ouvriers, ouvrant toutes les portes, retournent de nouveau le minerai avec les spadèles, chacun de leur côté.

Une heure ¾ après le commencement de l'opération, il n'y a que très peu de vapeurs dans le fourneau, dont la température paraît très basse.

On ne voit plus couler de plomb sur la sole. On ajoute alors un peu de houille sur la grille, pour ne pas trop laisser refroidir le fourneau. Les ouvriers ensuite retournent encore le minerai, puis ferment toutes les portes.

Deux heures après le commencement de l'opération, le *premier feu* (*first fire*) ou grillage est terminé; on ferme toutes les portes, on lève un peu le registre, et l'on jette de la houille sur la

grille, pour donner le *second feu* (*second fire*).

Vingt-cinq minutes se passent sans qu'on ouvre les portes de nouveau, et le *second feu* est alors terminé.

On ouvre toutes les portes; l'intérieur du fourneau est d'un rouge assez vif, et le plomb ruisselle de tous côtés vers le bassin intérieur.

Le maître fondeur, avec la spadèle ou le râble, repousse vers la partie supérieure de la sole les scories qui surnagent le bain dans le bassin intérieur, et l'aide, avec les mêmes outils, par les portes de derrière, étend ces scories uniformément sur toute sa surface.

Le maître fondeur jette alors par la porte du milieu de la face de devant, quelques pelletées de chaux sur le bain de plomb.

Pendant environ un quart d'heure, l'aide, passant la spadèle successivement par les trois portes de derrière, retourne, mêle le minerai et les scories, et les étend, tandis que le maître repousse vers le haut les matières qui descendent vers le bassin intérieur.

Les portes du fourneau restent ensuite ouvertes pendant quelques instans sans que l'on travaille dans son intérieur. Le plomb métallique que l'on avait relevé avec les scories coule alors de nouveau vers le bassin intérieur.

Toutes les fois qu'on laisse ainsi les portes ouvertes, le fourneau se refroidit, et, en apparence, sans nécessité, lorsqu'on ne travaille pas; mais

M. Henri dit que ce *rafraîchissement du fourneau* (*cooling of the furnace*) est nécessaire pour mieux opérer la séparation des produits entre eux, et spécialement des scories du bain de plomb.

Le fourneau s'étant *reposé* pendant quelques instans, les ouvriers recommencent à travailler comme précédemment; ils relèvent les scories et les retournent avec le minerai.

Trois heures après le commencement de l'opération, on charge un peu de combustible, mais seulement pour entretenir la chaleur du fourneau, en continuant le même travail.

Trois heures dix minutes après le commencement de l'opération, on couvre la grille de charbon pour donner le *troisième feu* (*third fire*), et on lève complétement le registre de la cheminée; on ferme toutes les portes et on laisse ainsi le fourneau pendant trois quarts d'heure.

Quatre heures moins cinq minutes après le commencement de l'opération, on ouvre toutes les portes; l'aide égalise les surfaces avec le râble, et facilite ainsi la descente des gouttelettes de plomb; puis travaillant comme précédemment en même temps que le maître fondeur, il étend les scories, que celui-ci relève.

Le maître fondeur jette de nouveau de la chaux: le but de cette addition n'est pas seulement de couvrir le bain de plomb, afin de le préserver de l'oxidation, mais aussi de rendre les scories moins fluides.

Après un travail de dix minutes seulement, comptées du moment que le troisième feu a été terminé, l'ouvrier charge de nouveau du combustible sur la grille, et ferme les portes pour donner le *quatrième feu* (*fourth fire*).

Quatre heures quarante minutes après le commencement de l'opération, le quatrième feu est achevé.

On ouvre toutes les portes, et le maître fondeur débouche le trou de coulée, par où le plomb se rend du bassin intérieur dans le bassin extérieur. Il jette ensuite de la chaux sur le bain de plomb renfermé dans le bassin extérieur.

Il pousse enfin les scories séchées vers la partie supérieure de la sole, et l'aide les retire par une des portes de derrière.

Ainsi, la durée totale de l'opération est d'environ quatre heures et demie; on compte en moyenne cinq heures.

En résumé, on peut distinguer quatre périodes bien distinctes dans ce travail de réduction :

La première, dite *premier feu*, est la période du grillage des minerais. On maintient le fourneau à une basse température, la chaleur ne s'élève que très graduellement; on renouvelle souvent les surfaces; enfin, on retire en même temps le plomb des crasses de la précédente opération, et le minerai même produit déjà un peu de métal. Cette période dure deux heures.

La seconde période est dite *second feu*; c'est

un fondage proprement dit. On augmente la chaleur et on laisse le fourneau fermé. Les différens élémens des minerais réagissant les uns sur les autres, il se produit du plomb et des scories riches, qui se réunissent dans le bassin intérieur. Les ouvriers repoussent les scories sur la sole, les étendent et les mêlent avec le minerai non réduit; c'est ce qu'on appelle *sécher* (*to dry up*) les scories. Ils rafraîchissent aussi le fourneau pour mieux opérer la séparation des produits.

Les deux dernières périodes, dites *troisième* et *quatrième feu*, sont aussi deux fondages qui ne diffèrent du premier qu'en ce qu'ils s'opèrent à une plus haute température. C'est dans le dernier surtout que la chaleur est considérable.

La forme et les dimensions du fourneau sont calculées pour que la chaleur soit uniformément distribuée sur toute l'étendue de la sole.

On a quelquefois fait bouillir du bois vert avec le plomb métallique réuni dans le bassin extérieur, afin de favoriser la séparation des crasses et d'obtenir du plomb plus pur; mais on n'y a pas trouvé d'avantage sous le rapport de l'économie.

Fonte des scories dans le fourneau à cuve (slag hearth).

Les scories séchées qui proviennent de la réduction des minerais dans le fourneau à réverbère, sont blanchâtres et pesantes; on les refond toutes dans le fourneau à cuve.

Ce fourneau est à peu près semblable à celui que nous avons décrit précédemment; il est seulement plus étroit. La sole en est plus inclinée; la tuyère y est éloignée de 17 pouces du fond et de 18 pouces du gueulard. Le diamètre de la buse est de 1 $\frac{1}{2}$ pouce. Fourneau.

Les soufflets sont en cuir; on préférerait des soufflets à piston.

Une machine à vapeur de quatre chevaux souffle trois de ces fourneaux, et fait aller en outre un petit moulin à écraser les scories. Quantité de vent.

On n'emploie ordinairement dans ces fourneaux que les menus cokes ou cinders tombés de la grille du fourneau à réverbère et de la consommation desquels on ne tient pas compte; quelquefois, mais rarement, on se sert de coke en morceaux.

Nous ne décrirons pas l'opération, qui est semblable à celle de Lea.

Les nouvelles scories qui en proviennent sont écrasées sous une meule, et ensuite lavées sur des tables et au moyen de cribles à secousse.

Richesse des minerais, consommation, etc.

La richesse des minerais descend rarement au-dessous de 70 p. 100.

D'après le témoignage du directeur de l'usine, les derniers schlichs que l'on a traités donnaient, à l'essai :

Sur une tonne de 20 quintaux. 15 $\frac{1}{10}$ quintaux de plomb.

On a obtenu, dans le fourneau à réverbère,

Sur 20 quintaux de schlichs...	13 ½ quintaux de plomb,
....	3 ½ ——— de scories.

L'essai a indiqué dans ces scories,

Sur 20 quintaux.............	5 quintaux de plomb;

ce qui fait,

Sur 3 ½ quintaux............	⅞ quintal de plomb.

Des 3 ½ quintaux provenant du fourneau à réverbère,

on a obtenu................	¾ quintal de plomb.

Ainsi, en résumé,

20 quintaux de schlichs, donnant à l'essai.............	15 $\frac{8}{10}$ quintaux de plomb,

ont rendu,

Dans le four à réverbère.......	13 ½ quintaux de plomb,
Dans le four à cuve...........	¾ quintal de plomb.
En tout........	14 ¼.

La perte totale en plomb serait donc,

Sur 20 quintaux de schlichs...	1 $\frac{3}{20}$ quintal.

D'après ce qui précède, cette perte peut ainsi se répartir :

Dans le four à réverbère.......	1 $\frac{1}{40}$ quintal de plomb,
Dans le fourneau à cuve......	$\frac{5}{40}$

Si nous réduisons toutes ces données en centièmes, nous aurons :

Contenu du schlich, d'après l'essai.	77 (1) p. 100 de plomb,
Contenu des scories...........	25

100 de schlich rendront :

Dans le fourneau à réverbère..	67,50 de plomb,
Dans le fourneau à cuve.	3,75
En tout........	71,25

La perte serait par conséquent de 5,75 sur 100 de plomb,

et elle se répartirait ainsi :

Dans le four à réverbère..... .	5,125
Dans le four à cuve...........	0,625
	5,750.

La consommation en combustible dans le four-

(1) Ce contenu du schlich, d'après l'essai, nous paraît considérable ; car les galènes pures, queiqu'elles contiennent 86,55 p. 100 de plomb, ne donnent pas, par les meilleures méthodes docimastiques, plus de 80 p. 100. Peut-être la tonne de schlichs, dont il s'agit ici, est-elle la tonne *long weight*, composée de 20 quintaux de 120 livres; tandis que le poids du métal aurait été calculé en quintaux de 112 livres. On aurait alors :

Contenu du schlich, d'après l'essai..	71,75 p. 100.
Rendement........................	66,50
Déchet.........	5,25

neau à réverbère est de 10 quintaux de houille de qualité médiocre, pour 20 quintaux de schlichs.

Les menus cokes brûlés dans le fourneau à cuve n'ayant aucune valeur, on n'en tient pas compte.

Quatre ouvriers sont attachés à un fourneau, deux seulement travaillent à la fois. Ils reçoivent, pour 18 tonnes de schlichs passés en quatre jours, 54 shillings (68fr.,04); ce qui fait par ouvrier et par jour $\frac{13\frac{1}{4}\text{ shill.}}{4}$ ou $3\frac{5}{16}$ shilling.

Manquant de données sur les frais généraux, nous ne chercherons pas à établir le prix de revient du quintal de plomb à l'usine de Holywell.

On obtient quelquefois, dans le pays de Galles, des plombs assez riches en argent pour qu'on en retire ce métal; mais nous n'avons pas eu d'occasion d'en suivre la coupellation.

TRAITEMENT DES MINERAIS DE PLOMB A GRASSINGTON; RÉDUCTION DU SCHLICH.

L'usine de Grassington est située à environ 10 milles anglais au nord de Skipton, dans le Yorkshire.

Fourneaux. Les fourneaux à réverbère de Grassington, construits par M. Henry, fils du directeur de l'usine de Holywell, ne diffèrent que par quelques dimensions de ceux de Holywell.

Les fig. 3 et 4, Pl. XVII, en sont une représentation exacte.

La sole du fourneau de Grassington a une partie plate plus étendue que celle du fourneau de Holywell, en sorte que si la courbe *abcdc'b'a'* est la section de l'une, la courbe *aopdp'o'a'* sera la section de l'autre.

La distance du plan au niveau du seuil des portes au fond du bassin intérieur, varie entre 18 pouces et 24 pouces ($0^m,62$ et $0^m,46$), suivant les minerais.

La sole se compose de vieilles scories dont on a des provisions; elle se fait de la même manière qu'à Holywell.

Les minerais que l'on traite dans cette usine sont de la galène pure, des mélanges de galène et de plomb carbonaté, accompagnés de carbonate de chaux, sulfate de baryte, etc., et peu réfractaires. Quelquefois on réduit du plomb carbonaté pur. Minerais.

Le combustible est une houille d'assez bonne qualité, qui vient du Lancashire, et coûte 19 shillings ($23^{fr.},95$) la tonne.

Le travail est à peu près le même qu'à Holywell. Opération.

La charge en minerais est de 18 quintaux de 123 livres chaque; ce qui fait 2 214 livres, ou près de 1 tonne de 2 240 livres.

On commence par un grillage, ce qui dure deux, trois et même quatre heures, suivant la qualité du minerai.

Vient ensuite un premier fondage. On sèche

les scories avec de la chaux et de la menue houille, et on les relève sur la sole. La houille est la même que celle que l'on emploie sur la grille, elle a seulement été cassée en morceaux et passée au crible.

On répète cette opération du fondage et du séchage des scories aussi long-temps que les scories paraissent encore assez riches pour mériter un nouveau coup de feu. Rarement a-t-elle lieu plus de trois fois.

Les ouvriers travaillent le minerai plus dans le voisinage du pont où ils l'amoncèlent, que dans les autres parties du fourneau; ce qui n'a pas lieu à Holywell.

On ajoute souvent du fluate de chaux comme fondant; mais cela n'est pas toujours nécessaire.

On a soin de maintenir le plomb qui se rassemble dans le bassin intérieur du fourneau, constamment recouvert de chaux, et on ne le coule que lorsque l'opération est terminée.

Il faut ordinairement sept heures ou huit heures pour passer la charge de 18 quintaux.

On n'obtient, comme à Holywell, qu'une espèce de scories ou crasses, que l'on retire du fourneau à réverbère avec des râbles, et que l'on refond dans le fourneau à cuve.

On n'a pas encore établi dans cette usine, construite depuis très peu de temps, de fourneaux à cuve; mais on s'occupait, lors de notre passage à Grassington, d'en élever un.

Lorsque l'on traite du carbonate de plomb, la charge pèse moins, et l'opération ne dure pas au-delà de quatre à cinq heures.

Richesse du minerai, consommation en combustible, main-d'œuvre.

Les schlichs de plomb traités à Grassington donnent, en moyenne, à l'essai, 70 p. 100 de plomb, et seulement 3 onces d'argent par tonne. Ils sont évidemment trop pauvres en argent pour être coupellés.

Le mélange de minerais que l'on fondait, lors de notre séjour dans le Yorkshire, rendait dans le fourneau à réverbère 12 quintaux $\frac{1}{2}$ de plomb sur 18 quintaux de schlichs, ou environ 69,4 p. 100.

D'autres mélanges ont donné jusqu'à 13 et 14 quintaux de plomb sur 18 de schlichs (72,2 à 77 p. 100) (1), ou seulement de 10 à 11 quintaux de 55,5 à 61,1 p. 100.

---

(1) Nous devons répéter ici la même observation que nous avons faite en parlant du rendement des schlichs à Holywell. Il est possible que les quintaux de métal soient de 112 livres, tandis que ceux de schlich seraient de 123 livres. On aurait alors :

Rendement actuel des schlichs....	63,23 p. 100.	
——— *maximum*...........	66 à 71	
——— *minimum*...........	50 à 55	

Des scories séchées que l'on refond dans le fourneau à cuve donnent, à l'essai, 3 quintaux de métal par tonne de 20 quintaux; ce qui fait 15 pour 100 de plomb.

Nos données ne sont pas assez complètes pour estimer exactement la perte en plomb, comme nous l'avons fait pour l'usine de Holywell.

La consommation en combustible n'est que de 7 ½ quintaux de 112 livres pour 18 quintaux de 123 livres de schlichs, ou environ 7 ½ quintaux pour 1 tonne de schlichs.

Les ouvriers ne sont pas payés, à Grassington comme à Holywell, d'après leur temps de travail. Ils reçoivent 8 shillings (10$^{fr.}$,08) par tonne de plomb, tandis qu'à Holywell la même quantité de métal ne coûte pas plus de 4 à 5 shillings de main-d'œuvre; mais comme ils en obtiennent beaucoup moins dans le même temps, il arrive qu'en définitive leur salaire n'est pas beaucoup plus élevé.

Dans le Yorkshire, et en général dans la plupart des comtés industriels de l'Angleterre, le prix de la main-d'œuvre du journalier varie de 2 shillings 3 pence à 2 shillings 6 pence.

Cette donnée facilitera les comparaisons avec le prix du travail des fondeurs sur le continent.

TRAITEMENT DES MINERAIS DE PLOMB EN CORNOUAILLES.

Il n'existe actuellement d'usine à plomb en Cornouailles, que celle dont nous allons parler,

et qui est située à 11 milles au nord-est de la ville de Redruth, près des bords de la mer.

Il ne nous a pas été possible d'étudier en détail le procédé que l'on y suit, et qui est très différent des autres procédés anglais. Nous avons pu cependant en saisir quelques particularités, dont nous croyons à propos de faire mention dans cet article.

Le fourneau de réduction est semblable, pour la forme, à celui de Grassington, mais les dimensions en sont différentes. Les voici telles que nous les avons nous-même mesurées. Fourneau de réduction.

Longueur de la sole.	12 pieds.
Largeur.	7
Longueur de la grille.	6
Largeur.	2 ½
Hauteur du pont au-dessus de la grille.	3
Distance du pont à la voûte.	» 10 p°.
Hauteur du pont au-dessus de la sole, environ.	2

La voûte va en s'abaissant vers la cheminée.

La sole a un bassin intérieur comme celle de tous les autres fourneaux que nous avons décrits précédemment.

Les minerais sont des galènes très riches en argent, et contenant ordinairement de 70 à 72 p. 100 de plomb. Minerais.

On brûle comme combustible de la houille de bonne qualité, venant du sud du pays de Galles.

Le minerai n'est pas immédiatement traité dans le fourneau de réduction. On lui fait d'abord subir un grillage dans un autre fourneau à réverbère.

Fourneau de grillage. La sole de ces fours de grillage a 9 $\frac{1}{2}$ pieds (2^m,89) de long, sur environ 7 pieds (2^m,15) de large. Le pont a 2 pieds 6 pouces (0^m,76) au-dessus de la sole, et n'est éloigné que de 6 pouces (0^m,15) de la voûte. Nous ne connaissons pas les autres dimensions. La voûte est presque entièrement plate.

Grillage. La charge est de 12 quintaux (609 kilogrammes).

La durée du grillage est de douze heures.

La consommation en combustible est d'environ 3 boisseaux de houille par vingt-quatre heures; ce qui fait environ 252 livres pour 24 quintaux, ou un peu moins de 2 quintaux par tonne.

Réduction. On achève le grillage du minerai dans le fourneau de réduction, en élevant, pendant les trois premières heures de l'opération, la chaleur graduellement. On donne ensuite un coup de feu, et l'on obtient un bain de plomb et des scories. On sèche les scories avec de la houille sèche menue ou *culm*. On les relève sur la partie haute de la sole, on les refond de nouveau, etc. On ajoute un fondant, qui paraît être du carbonate de chaux, et qui renferme peut-être aussi du fluate; mais nous ne savons pas à quelle époque de l'opération; enfin, on coule des scories de nulle valeur.

Nous ne croyons pas qu'on en sèche ou refonde aucune.

Six heures ou six heures et demie environ après le commencement de l'opération, on fait une coulée de six pains de plomb, on ajoute le *culm*, et l'on fait, immédiatement après l'addition du *culm*, une nouvelle coulée de huit pains. Enfin, après avoir bien mêlé le *culm* avec la masse, et donné le dernier coup de feu, qui dure près de quatre heures; on coule de nouveau environ neuf pains.

Ainsi, on obtient en tout vingt-trois pains, et l'opération de la réduction dure environ dix heures.

Nous n'avons pu recueillir des renseignemens exacts sur la perte en plomb, etc.

La consommation en combustible dans le fourneau de réduction, est d'environ 2 tonnes de houille par opération; ce qui fait 1 tonne par tonne de schlich grillé, ou 1015 kilogrammes.

DIFFÉRENCES ENTRE LES PROCÉDÉS DÉCRITS PRÉCÉDEMMENT.

Les procédés que nous venons de décrire présentent entre eux des différences qu'il importe de faire ressortir.

Parallèle entre le procédé de Lea et ceux de Holywell et Grassington.

Le travail, à Lea, diffère essentiellement de celui des usines de Holywell et Grassington, en ce qu'on ne sèche pas les scories pour les relever sur la partie haute de la sole, et les refondre de

nouveau; que l'on donne un coup de feu en commençant, et enfin, en ce que l'on fait écouler une partie des scories.

Il diffère en outre de celui de Holywell, en ce que l'on ajoute du fluate de chaux, et que l'on donne moins de chaleur. Le fourneau est du reste construit, comme à Holywell, dans le but d'en chauffer toutes les parties aussi également que possible.

Il diffère encore de celui de Grassington, en ce que l'on travaille le minerai sur toute l'étendue de la sole, et que l'on donne plus de chaleur. Comme à Lea, on cherche à distribuer la flamme uniformément; le pont est plus élevé qu'à Grassington, et la voûte s'abaisse davantage dans le voisinage de la cheminée.

A Lea, la durée de l'opération et la consommation en combustible sont les mêmes qu'à Holywell; mais, à Lea, on use une partie du combustible et du temps en pure perte pour la refonte des crasses après la coulée du plomb; tandis qu'à Holywell, cette refonte s'opère dans la période du grillage.

Parallèle entre le procédé de Holywell et celui de Grassington.

Si l'on compare le procédé de Holywell à celui de Grassington, on trouve qu'à Grassington les minerais étant mêlés de substances moins réfractaires qu'à Holywell, il n'est pas nécessaire de chauffer le fourneau aussi fortement; que l'on ajoute à Grassington du fluate de chaux dans quelques cas, ce qui ne paraît pas avoir lieu à

Holywell; et qu'à Grassington on appauvrit les scories plus qu'à Holywell, en travaillant sur une sole moins inclinée. Enfin, on observera aussi qu'à Holywell, l'opération, conduite plus *chaudement*, ne dure que cinq heures pour la réduction d'une tonne de minerai, et exige 10 quintaux de houille; tandis qu'à Grassington, l'opération dure de sept à sept heures et demie, et qu'on ne consomme que 7 ½ quintaux de houille pour passer une charge à peu près égale à la précédente.

La chaleur nécessaire pour traiter les minerais de Grassington est si faible, qu'on espère pouvoir substituer, dans cette usine, la tourbe à la houille.

Quant à l'appauvrissement des scories, M. Henry nous a dit qu'il avait essayé de le pousser aussi loin à Holywell qu'à Grassington, mais qu'il n'y avait trouvé aucun avantage.

Parallèle entre le procédé de Cornouailles et ceux de Lea, Holywell et Grassington.

Le procédé de Cornouailles diffère de tous les autres, en ce que l'on commence le grillage du minerai dans un fourneau particulier. Il offre, comme point d'analogie avec les procédés de Holywel, l'appauvrissement des scories par la chaux et le charbon.

La chaleur paraît, du reste, dans les fourneaux de Cornouailles, devoir être distribuée uniformément, et il est probable qu'elle est plus élevée que dans les fourneaux du Derbyshire, du pays de Galles ou du Yorkshire.

La consommation en combustible est, proportion gardée, plus grande dans l'usine de Cor-

nouailles, que dans les autres que nous avons décrites.

On a essayé, à Grassington, le traitement de Cornouailles. La perte en plomb et la consommation en combustible ont été plus grandes que dans le traitement ordinaire; mais les expériences n'ont pas été bien faites, puisqu'on n'a grillé le minerai que dans le fourneau de réduction. D'ailleurs, pour établir une juste comparaison entre les deux procédés, il eût fallu opérer sur les mêmes minerais.

THÉORIE.

La théorie de ces divers procédés est fort simple.

Grillage ou calcination du minerai.

A Holywell, à Grassington et en Cornouailles, on commence à griller le minerai en élevant graduellement la chaleur : on le convertit en un mélange composé principalement de sulfure de plomb non décomposé, sulfate et oxide de plomb dont les proportions relatives dépendent du plus ou moins de soin avec lequel les ouvriers ont conduit le travail.

A Lea, on commence par donner un coup de feu; cela est peut-être nécessaire pour échauffer la capacité intérieure du fourneau, considérablement refroidie pendant la refonte des crasses de l'opération précédente : au surplus, il se forme également un mélange de sulfure, sulfate et oxide de plomb; il est à demi fondu.

Réduction du schlich.

Après le grillage ou la calcination, on élève

dans chacune des usines dont nous avons parlé, la température du fourneau, de manière à transformer le schlich en une *masse pâteuse* : l'oxide et le sulfate réagissent alors sur le sulfure de manière à reproduire un sous-sulfure dont le métal se sépare par liquation. M. Puvis a très bien expliqué ce phénomène chimique dans un Mémoire inséré dans les *Annales des Mines* en 1817.

Rafraîchissement du fourneau.

Les *rafraîchissemens* du fourneau (*cooling of the furnace*) facilitent la liquation toutes les fois que le sous-sulfure s'étant formé, le minerai a passé, par l'élévation de température, de l'état pâteux à l'état liquide : ils ramènent le schlich à l'état pâteux, et sont ainsi nécessaires pour produire, comme le disait M. Henri, la séparation des différens corps.

Addition du fluate de chaux.

La proportion des gangues augmentant à mesure que l'on obtient une plus grande quantité de plomb, le fondant (*fluate et carbonate de chaux*), que l'on ajoute à Lea, a pour but d'en entraîner une partie à l'état de scories liquides ; mais il est probable que le sulfate de plomb devenant prédominant en même temps que les gangues, ces scories liquides doivent en recevoir une assez forte dose. Les scories séchées en contiennent encore davantage ; mais l'on se rappelle qu'elles sont refondues au fourneau à manche.

Séchage des scories par la chaux.

Le séchage des scories liquides par la chaux, à Holywell, a pour but de déplacer, par cette base terreuse, l'oxide de plomb qu'elles renferment,

afin qu'à l'état de liberté il puisse réagir sur le sulfure échappé à la décomposition ou au grillage.

Autre effet de la chaux

Peut-être aussi la chaux n'agit-elle que mécaniquement en diminuant la fluidité des produits : répandue sur le bain de plomb, elle le préserve de l'oxidation.

Effet du fer des outils.

Le fer des outils, qui s'usent très promptement, est aussi un agent réductif du sulfure du plomb.

Addition de menu charbon.

L'addition du menu charbon, qui se fait en même temps que celle de la chaux, comme à Grassington, a pour effet de réduire directement de l'oxide de plomb, ou de ramener du sulfate à l'état de sulfure : elle a lieu aussi à Holywell, dans quelques cas particuliers.

Limite d'appauvrissement des scories.

L'appauvrissement des scories peut être poussé très loin, en prolongeant l'opération et multipliant les additions de chaux et de charbon : ce sont des considérations économiques qui doivent fixer la limite de richesse à laquelle il convient de retirer ces crasses du fourneau à réverbère pour les passer dans le fourneau à manche.

S'il est vrai qu'en Cornouailles on coule toutes les scories, il arriverait que l'opération, qui ailleurs a lieu dans le fourneau à manche, s'y effectuerait dans le fourneau à réverbère.

Effet de la température sur la perte en plomb.

Nous avons dit qu'on donnait moins de chaleur à Grassington qu'à Holywell ou à Lea, et peut-être moins à Holywell qu'en Cornouailles : il est clair que moins on est obligé d'élever la température, moins on a à craindre la perte par volatili-

sation, et que par conséquent cette perte doit être faible à Grassington.

On ne voit pas de suite ce qui a pu décider à adopter en Cornouailles un procédé différant autant, sous plusieurs rapports, de ceux qui sont suivis dans les autres parties de l'Angleterre; peut-être parvient-on, par cette méthode, en conduisant le grillage avec plus de soin et ajoutant à diverses reprises de la chaux et du charbon, à retirer plus de plomb des minerais que par tout autre : on concevrait alors qu'en Cornouailles, où les plombs sont extrêmement riches en argent, il importe de perdre aussi peu de métal que possible; dans le Derbyshire, au contraire, le pays de Galles ou le Yorkshire, une perte de métal doit être compensée par une moindre consommation de temps, de combustible et de main-d'œuvre. **Conjecture sur les avantages du procédé de Cornouailles.**

Traitement des minerais de plomb par le moyen du fourneau écossais. Ainsi que nous avons déjà eu occasion de l'annoncer, le fourneau écossais décrit page 579, est généralement employé dans le Northumberland, le Cumberland et le comté de Durham, pour la fusion des minerais de plomb. Autrefois on les portait à ce fourneau sans préparation; maintenant on leur fait presque toujours subir un grillage préliminaire : le minerai grillé donne, au fourneau écossais, un produit plus considérable que le minerai cru, parce qu'il forme dans le fourneau une masse plus poreuse, **Traitement au fourneau écossais.**

et en même temps, pour nous servir de l'expression des fondeurs, il *marche plus sec* (*works dryer*). Il permet alors au courant d'air atmosphérique lancé par les soufflets, de se disséminer plus complétement à travers les matières que contient le fourneau.

La possibilité de se passer du grillage est due sans doute à la présence assez constante du plomb blanc ou carbonaté, qui est, après la galène, le minerai le plus abondant dans ces contrées; il ne forme en général qu'une assez petite portion du minerai; quelquefois cependant il devient très abondant. On en a trouvé des masses considérables à *Fair hill-flow-edge* et à l'entrée de la mine de *Hudgill-burn*, près d'*Alston-Moor*. Le carbonate de plomb cristallisé (minerai en dent de chien) ne se rencontre jamais qu'en petite quantité.

On trouve aussi, dans quelques mines de ces contrées, en quantité assez considérable pour être compté parmi les minerais, un minéral de plomb à l'état terreux (carbonate ou phosphate) mélangé avec des matières terreuses. On en a retiré particulièrement de la mine de *Green-gilwestend*, dans le territoire d'Alston-Moor.

On conçoit que, dans le traitement métallurgique, on doit avoir égard non-seulement aux proportions dans lesquelles la galène se trouve mélangée des deux autres espèces de minerais, mais encore à la nature et aux proportions de

autres substances qui peuvent s'y trouver combinées ou mélangées.

Grillage des minerais de plomb. La charge du fourneau de grillage, décrit précédemment p. 578, est de 9 à 11 quintaux de minerai, qu'on met dans le fourneau sans aucune addition. On passe ordinairement trois de ces charges en huit heures; le feu doit être poussé de manière à produire constamment une épaisse fumée sur la surface du minerai, sans cependant qu'aucune de ses parties coule et forme des scories, accident qui mettrait obstacle au but principal de l'opération, qui est de brûler le soufre et l'antimoine, et de dégager l'acide carbonique; pour l'empêcher d'arriver, aussitôt que les ouvriers remarquent que quelque partie du minerai devient molle ou collante, ils en renouvellent sur-le-champ la surface en la remuant avec un râble transversalement ou longitudinalement, suivant le cas. De temps à autre ils font aller le minerai du pont de la chauffe vers l'extrémité opposée du fourneau, et réciproquement, afin qu'il n'existe pas une grande différence dans les températures des deux extrémités du fourneau. L'uniformité dans la température des divers points du fourneau est très désirable, mais très difficile à obtenir, surtout si l'on n'agit pas toujours sur des minerais de même nature; ce qui peut faire varier dans le rapport de 2 à 1 la chaleur à produire. Par exemple, si l'on grille dans un fourneau construit pour des minerais qui de-

Grillage des minerais de plomb.

mandent la plus haute température des minerais qui en exigent une très faible, les différens points du fourneau seront échauffés très inégalement, attendu que la flamme qui lèche la surface de toute la charge quand on chauffe fortement, n'échauffera que les parties attenantes au pont de la chauffe quand on produira une température faible. Dans le grillage on évite soigneusement de fondre le minerai; cependant, quelque précaution qu'on apporte dans cette opération, les parties fines du minerai ainsi que les poussières métalliques recueillies dans les cheminées horizontales, s'agglutinent. Pour éviter que le minerai en se refroidissant ne prenne en masse, on le fait tomber, au sortir du fourneau, dans une fosse pleine d'eau, située au-dessous d'une des portes latérales.

« Dans quelques usines, comme à celle de Nenthead, deux hommes conduisent un fourneau de grillage; la charge est de 1 bing de minerai, et le fourneau est chargé et déchargé cinq fois en huit heures. Deux couples d'ouvriers se succèdent ainsi toutes les huit heures, de manière à travailler huit postes par semaine.

» On grille ainsi 80 bings de minerai par semaine, dans un seul fourneau. Dans d'autres usines, un seul homme grille, comme on l'a dit, trois charges en huit heures, de sorte que ces trois charges représentant 4 bings de minerai, trois hommes travaillant chacun six postes par se-

maine, grillent dans un fourneau 72 bings de matière. Enfin, quelquefois les trois charges ne représentent que trois bings; et, dans ce cas, trois ouvriers ne donnent que 54 bings de minerai grillé (1). »

Fonte des minerais de plomb au fourneau écossais. Lorsqu'on a achevé au fourneau écossais une reprise de fondage (*smelting-shift*), une partie du minerai, désigné sous le nom de *browse*, demeure dans un état de demi-réduction mêlé avec du coke et des scories. On trouve plus avantageux de le conserver pour commencer l'opération suivante, que le minerai cru ou même grillé. Pour mettre le fourneau en feu, on commence par en remplir l'intérieur de tourbe moulée en briques d'environ 12 pouces ($0^m,30$) de longueur sur 3 ($0^m,075$) de largeur et 3 ($0^m,075$) d'épaisseur; celles de ces briques qui sont placées vers la partie postérieure sont entassées sans ordre, mais celles qui se trouvent sur le devant sont rangées avec soin en forme de muraille. Une brique de tourbe enflammée est alors placée devant la buse des soufflets qu'on met en jeu, et dont le vent propage rapidement la combustion dans toute la masse. Pour augmenter la chaleur, et pour rendre le feu plus durable et plus ferme, on jette quelques pelletées de houille par-dessus la tourbe; Fonte au fourneau écossais.

(1) Extrait du mémoire de M. Sentis, sur le traitement du plomb dans le Cumberland.

lorsque ces diverses substances sont convenablement embrasées, on jette dessus une certaine quantité du minerai déjà en partie réduit, appelé *browse*; ensuite (et quelquefois avant que tout le *browse* ait été jeté sur le feu) la plus grande partie des matières contenues dans le fourneau est tirée sur la *plaque de travail* (*work-stone*) au moyen d'un large *fourgon* en fer appelé *gowelock*; le rebut du minerai, appelé *scorie grise* (*grey-slag*), et qu'un fondeur exercé distingue par son *éclat* plus grand que celui du *browse*, est enlevé à la pelle et jeté à droite dans le coin extérieur du fourneau. On rejette alors dans le fourneau le *browse* resté sur la *plaque de travail* (*work-stone*), en y ajoutant un peu de charbon s'il est nécessaire. Si le *browse* n'est pas assez nettement séparé de la scorie (*slag*), ce qui se reconnaît à ce que la totalité de la masse se trouve dans un état de mollesse et présente une tendance à la fusion, on ajoute de la chaux, qui, en vertu de son affinité pour les substances argileuses, siliceuses et ferrugineuses, sèche les matières, comme disent les fondeurs, et donne aux parties terreuses la propriété de se réunir en loupes ou balles; si, au contraire, les parties siliceuses, argileuses ou ferrugineuses que renferme le minerai sont trop réfractaires, on ajoute aussi de la chaux, qui, en les rendant plus fusibles, leur communique encore la propriété de se réunir en loupes ou balles. On voit un exemple de ces deux manières d'agir de

la chaux dans le traitement du plomb au fourneau à réverbère. En jetant de la chaux, ou, ce qui revient au même, du carbonate de chaux, sur les matières qui couvrent la sole, on favorise la fusion des parties terreuses, qui coulent et viennent nager sur la surface du bain, et en jetant sur la surface de celui-ci une nouvelle quantité de chaux, on transforme les matières fondues qui le recouvrent en un mélange sec de chaux et de scorie.

Ces loupes, qu'on appelle *grey-slag*, contiennent depuis $\frac{1}{10}$ jusqu'à $\frac{1}{15}$ du plomb qui était renfermé dans le minerai. On les fond ensuite, à une plus haute température, dans un fourneau à manche approprié à cet usage (*slag-hearth*) pour en retirer ce plomb. Nous décrirons plus loin cette opération; mais revenons au procédé exécuté dans le fourneau écossais.

Après avoir rejeté le *browse* dans le fourneau, ainsi qu'il a été dit ci-dessus, on répand par-dessus quelques pelletées de minerai; mais avant de faire cette opération, et après avoir enlevé la scorie, on commence toujours par mettre devant la tuyère la moitié d'une brique de tourbe, corps qui, étant extrêmement poreux et combustible, non-seulement empêche que rien n'entre dans la buse des soufflets, mais en arrêtant une partie du vent sans lui couper le passage, le force à se diviser et à parcourir tous les vides qui restent dans le fourneau. Comme l'orifice de la tuyère

n'a qu'environ 2 pouces de diamètre, si l'on n'employait pas ce moyen ou quelque autre du même genre, le vent passerait en un simple filet de peu de largeur. Cela fait, et après un intervalle de 10 à 15 minutes, que le fondeur doit savoir déterminer convenablement, les matières contenues dans le fourneau sont de nouveau tirées sur la *plaque de travail* (*work-stone*) et la scorie (*grey-slag*) est triée et enlevée; on met alors un nouveau morceau de tourbe devant la tuyère, et l'on ajoute de la houille et de la chaux dans les proportions convenables. On rejette le *browse* dans le fourneau, puis on charge une nouvelle quantité de minerai par-dessus, et on la laisse dans le fourneau pendant le temps ci-dessus indiqué.

Le même travail, répété pendant quatorze ou quinze heures, forme ce qu'on appelle une *reprise* (*smelting-shift*); pendant ce temps, on obtient de 20 à 40 quintaux et plus de plomb.

Durée de la fonte au fourneau écossais.

« Quelque précaution que l'on ait prise, le fourneau écossais est devenu trop chaud, après un travail de douze à quinze heures, qui compose un poste (*smelting-shift*); il est nécessaire de le laisser refroidir, et ce refroidissement dure cinq heures pour un poste de douze heures.

A Nenthead.

» Trente-six à 40 quintaux de minerai grillé, sont fondus en un poste, par deux hommes qui font quatre postes depuis le lundi matin jusqu'à trois heures de l'après-midi le mercredi. Deux autres ouvriers leur succèdent alors, et faisant aussi

quatre postes, finissent le dernier à trois heures le samedi. Pendant ces huit postes, deux ouvriers retirent à peu près 9 à 10 fodders de plomb de la fonte de 36 à 40 bings de minerai de bonne qualité.

» A l'usine de Nenthead, le travail ne se fait pas ainsi; le poste se compose de quatorze ou quinze heures de travail, et le fourneau étant allumé le matin à quatre heures, on continue à fondre jusqu'à six ou sept heures du soir. Deux hommes traitent ainsi, dans les trois premiers jours de la semaine, de 15 à 16 $\frac{1}{2}$ bings de minerai grillé, produisant environ 4 fodders de plomb; deux autres ouvriers exécutent le même travail dans les trois derniers, et l'on a ainsi de 30 à 33 bings de minerai fondu en six jours.

» La quantité de houille nécessaire pour obtenir 1 fodder de plomb, varie nécessairement avec la qualité du minerai. Quelquefois 6 quintaux avoir-dupois, suffisent pour fondre 18 à 20 bings; souvent, et c'est si le minerai est réfractaire, ils en font jusqu'à 8 quintaux. Combustible employé.

» Généralement, on consomme de 6 à 9 quintaux dans quatre postes de douze heures chacun; d'ailleurs, la quantité de plomb obtenu dans ces quatre postes étant de 4 $\frac{1}{2}$ à 5 fodders, on a une consommation de 1 $\frac{1}{2}$ à 2 quintaux de houille consommés pour 1 fodder de plomb. La quantité de tourbe employée est de peu d'importance. Quant à la chaux, on en consomme un peu plus.

de 6 quintaux par fodder de plomb obtenu (1). »

Par ce procédé, la partie la plus pure du plomb, ainsi que l'argent, sont, pour ainsi dire, transsudées des matières avec lesquelles ils sont mêlés, sans que rien entre en fusion que ces deux métaux alliés l'un à l'autre, et il paraît que cette faible température employée dans le fourneau écossais est la principale raison de la pureté du plomb qu'il produit.

Fonte des scories au fourneau à manche.

Fonte au fourneau à manche des scories du fourneau écossais. Avant de mettre en feu le fourneau à manche (*slag-hearth*), décrit plus haut page 582, on en répare les parois et l'on refait la *casse* tant de son intérieur que du bassin de réception. On remplit ensuite le reste du vide avec des briques de tourbe, et après avoir enflammé une de ces briques on la place devant la buse des soufflets, qu'on met en même temps en jeu; ce qui propage la combustion dans toute la masse. On jette alors sur la tourbe embrasée une couche de coke, et aussitôt qu'elle est parvenue à un degré de chaleur suffisant, on répand dessus une couche de scories du fourneau écossais (*grey-slag*) ou de toute autre matière que l'on veut traiter; de temps en temps, à mesure que le moment convenable arrive, on ajoute, couche par couche, du coke et des scories. Dans cette opération, la scorie et le plomb sont amenés à

(1) Extrait du mémoire de M. Sentis.

un état de fluidité parfaite; mais le dernier se sépare de la première en passant à travers la *casse* de frasil qui fait fonction de filtre, et que la scorie ne peut traverser à cause de sa viscosité. Dès qu'il se trouve sur la *casse* des scories parfaitement fondues, l'ouvrier y fait un trou d'environ 1 pouce de diamètre, au moyen d'un ringard recourbé; elles s'écoulent par cet orifice, et, passant sans pouvoir y pénétrer sur la casse qui couvre le bassin de réception, coule en torrent enflammé dans la fosse pleine d'eau, où elle se divise en petits grains propres à être soumis directement au lavage. Quant au plomb qui a traversé la *casse*, il se réunit dans le petit compartiment du bassin P, d'où où le puise pour le couler en lingots.

Le plomb obtenu ainsi par la fusion des scories (*grey-slag*) est toujours plus impur que celui extrait du minerai dans le fourneau de fusion (*ore-hearth*). Jamais il n'est parfaitement séparé des matières qui étaient combinées avec lui, et il est durci par l'action du coke, qui l'imprègne de carbone : par conséquent le fourneau à manche ne doit jamais s'employer que lorsque le premier fourneau (*ore-hearth*) ne peut servir ou agit extrêmement lentement, comme dans le cas où l'on traite du carbonate de plomb.

On peut aussi fondre au fourneau à manche un mélange en proportion convenable de galène et de scories très grises ou noires. La séparation

du plomb avec le soufre a lieu, en vertu de l'affinité de cette dernière substance pour le fer contenu dans la scorie, avec lequel il se combine : aussi faut-il moins de scorie quand celle-ci contient beaucoup de fer; ce qui se reconnaît à sa couleur plus foncée.

Nombre d'ouvriers.

Deux ouvriers suffisent pour un fourneau à manche; quelquefois même, l'un d'eux est un enfant : la durée d'un poste varie de quatorze à seize heures, pendant lesquelles on obtient de 10 à 21 quintaux de plomb.

Quantité de coke consommé.

La quantité de coke consommée est au plus de 18 quintaux pour 1 fodder de plomb produit. Quant à la quantité de scories résultant de cette fonte, on conçoit qu'elle doit varier dans des limites assez larges; toutefois, il paraît qu'on peut l'estimer généralement à $\frac{1}{15}$ du plomb produit (1).

Raffinage du plomb.

Raffinage du plomb pour en extraire l'argent. Cette opération, que le plomb du Derbyshire ne peut subir avec avantage, s'exécute dans un certain nombre des usines des environs d'Alston-Moor, et toujours sur des plombs obtenus par le procédé du fourneau écossais; la pratique du raffinage n'a été introduite dans ces contrées que sous le règne de Guillaume et Marie. M. Westgard Forster dit qu'il ignore jusqu'à quel point le procédé d'alors ressemblait à celui d'aujourd'hui, quoiqu'il soit probable qu'il était en partie

(1) Extrait du mémoire de M. Sentis.

le même. Il paraît toutefois qu'on a gagné près de moitié depuis cinquante ans, sous le rapport de la célérité de l'exécution.

Le fourneau de coupelle, décrit plus haut page 585, étant préparé et la coupelle placée, on allume le feu, qui doit être poussé, dans les premiers momens, avec beaucoup de ménagement pour sécher la coupelle sans la faire éclater, comme cela arriverait infailliblement si une chaleur brusque faisait évaporer trop vite l'eau qu'elle contient. Lorsqu'on l'a peu à peu séchée complétement et amenée à la chaleur du rouge naissant, on la remplit presque entièrement de plomb qu'on a fait fondre d'avance dans une chaudière de fer; elle peut en recevoir environ 5 quintaux. A la température à laquelle on introduit le plomb, il se couvre tout de suite d'une pellicule grise d'oxide; mais quand la température du fourneau a été peu à peu élevée jusqu'au degré convenable, il devient d'un rouge blanchâtre et a toute sa surface recouverte de litharge : alors on met en jeu la machine soufflante, dont le vent, dirigé dans le sens du grand axe de la coupelle, pousse la litharge vers la poitrine (*breast*) de la coupelle et la fait passer par l'issue (*gateway*) qui lui a été préparée, et par laquelle elle tombe sur une plaque de fonte de niveau avec le sol de l'atelier, et s'y prend en larmes. Dans cet état, on l'enlève pour la porter au fourneau de réduction et la revivifier. Comme, par l'effet de

l'oxidation continuelle qu'elle subit, la surface du plomb s'abaisse nécessairement au-dessous ou au niveau de la voie de la litharge, on ajoute de nouveau du plomb fondu, qu'on prend avec une cuillère dans la chaudière ci-dessus mentionnée, aussi souvent que le besoin s'en fait sentir; on continue l'opération de cette manière jusqu'à ce qu'on ait introduit dans la coupelle 84 quintaux ou 4 foudres (*fodder*) de Newcastle de plomb, ce qui dure de seize à dix-huit heures, si la tuyère a été disposée de la manière convenable. Toute la quantité d'argent que renferme cette masse de plomb est laissée en combinaison avec environ 1 quintal de plomb, qu'on appelle *plomb riche*, et qu'on retire de la coupelle.

Lorsqu'on s'est procuré un nombre suffisant de ces pièces de plomb riches, pour que, d'après leur richesse respective déterminée par un essai, elles contiennent en tout 1 000 à 2 000 onces d'argent, on les refond pour en extraire l'argent dans le fourneau décrit ci-dessus, mais dans une coupelle qui diffère de la précédente en ce qu'elle présente à son fond une dépression propre à recevoir, à la fin de l'opération, le gâteau d'argent, de manière qu'une portion du fond reste à découvert, et qu'on puisse y pousser avec un petit râble les scories qu'on arrache des bords du gâteau d'argent.

Quantité de plomb passé dans une coupelle.

« Quelquefois, au lieu de convertir en litharge seulement 4 fodders de plomb, on en raffine

jusqu'à 12 ou 13 dans la même coupelle; on fait alors usage de coupelles construites avec beaucoup de soin et présentant une épaisseur plus grande que celle habituelle. Les litharges produites par les quatre premiers fodders s'écoulent par la voie creusée sur le bord antérieur de la coupelle, les quatre suivantes par la voie creusée dans le bord opposé; et enfin, pour les quatre derniers, on pratique une voie dans le milieu de la poitrine. C'est pendant cette opération qu'on introduit le plomb à coupeller par une ouverture pratiquée sur la face postérieure du fourneau.

» Dans cette deuxième manière de conduire le raffinage, on travaille à un degré de chaleur moins élevé que pour le premier cas. Ainsi, par la dernière méthode, on évite d'avoir à traiter pour plombs une assez grande quantité de plombs de coupelle, et l'on diminue la dépense nécessaire pour la confection des coupelles; on a l'inconvénient d'avoir un raffinage moins rapide.

Temps employé.

» Quand on ne raffine pas plus de 4 fodders à la fois dans une coupelle, il suffit de seize à dix-huit heures, et trois hommes peuvent, en une semaine, passer à la coupelle 24 fodders de plomb.

Consommation en combustible.

» La quantité de charbon consommée est d'environ 3 quintaux avoirdupois pour chaque fodder de plomb.

» Quand on fait passer 12 à 15 fodders de plomb dans une seule coupelle, on ne fait qu'une cou-

pelle par semaine; mais trois hommes peuvent encore raffiner 24 à 26 fodders de plomb dans ce temps, en conduisant deux fourneaux à la fois (1). »

Réduction de la litharge.

Réduction au fourneau à réverbère, de la litharge obtenue par le raffinage du plomb. La litharge obtenue aux environs d'*Alston-Moor* par le raffinage du plomb se vend rarement en nature, mais est presque toujours revivifiée dans le fourneau à réverbère décrit page 588.

Pour commencer la réduction de la litharge, on place d'abord sur la sole un lit de houille d'environ 2 pouces d'épaisseur; la flamme du foyer met bientôt cette houille en feu, et en peu de temps elle est réduite en frasil rouge de feu. Alors on jette dessus une certaine quantité d'un mélange fait d'avance avec soin de litharge et de menue houille, et l'on répand ce mélange sur toute l'étendue de la sole; on conduit en même temps le feu du foyer de manière à avoir dans le fourneau la température convenable pour permettre au combustible d'enlever à la litharge son oxigène, et de mettre le plomb en liberté. Ce plomb est reçu dans une chaudière de fonte et coulé en saumon de 1 quintal $\frac{1}{2}$, et prend le nom de *plomb raffiné*. Il est d'une qualité supérieure à tout autre, et se vend le plus cher.

Il est bon que la quantité de menue houille

(1) Extrait du mémoire de M. Sentis.

qu'on mêle à la litharge avant de la charger dans le fourneau, soit un peu moindre que celle qui serait nécessaire pour en opérer la réduction, parce que, si dans le cours du travail les ouvriers remarquent qu'il en manque dans quelque partie du fourneau, ils sont toujours maîtres d'en ajouter, tandis que la surabondance de la houille augmente nécessairement la quantité de scories, qui, à la fin du travail, doivent être arrachées du fourneau avant qu'on ne recommence, et avec elle la perte de plomb.

Dans ce fourneau, on peut revivifier en neuf ou dix heures, 6 foudres (*fodders*) de plomb. Pendant les six premières heures du travail, on ajoute, à de courts intervalles, du mélange de litharge et de houille.

Il est digne de remarque, que le travail ne marche ni aussi bien, ni aussi vite, quand la houille et la litharge sont réduites en parties trop menues; cela paraît venir de ce qu'alors la réduction n'a guère lieu qu'à la surface, à cause du manque d'air pour la combustion du charbon mêlé avec la litharge et la production de la chaleur nécessaire à leur action mutuelle. Au contraire, lorsque la litharge est laissée en fragmens à peu près de la grosseur d'un œuf de poule, l'action a lieu à la fois dans toute la masse, et les vapeurs charbonneuses, dégagées de la houille, vont opérer la réduction jusque dans le centre des fragmens de litharge, dans les fentes des-

quels elles pénètrent et dont elles enlèvent l'oxigène. On évite de pousser la chaleur assez loin pour fondre la litharge.

Les fonds de coupelle et les crasses du fourneau de réduction, qui sont un mélange de menu *coke*, de cendre de houille et d'oxide de fer plus ou moins imprégné de plomb, sont fondus au fourneau à manche (*slag-hearth*), avec du coke et en y ajoutant comme fondant une certaine quantité de scorie noire provenant du même fourneau, et qu'on a préparée pour cet usage en la coulant en plaques minces et la brisant en petits morceaux. Le plomb ainsi obtenu est généralement très blanc et très dur, et n'est pas susceptible d'être raffiné.

On traite aussi dans le fourneau à manche, comme il vient d'être dit, les dépôts qui se forment dans les cheminées horizontales, après les avoir soumis à l'opération du rôtissage pour les agglomérer.

Observations. Le peu de détails que nous possédons sur la richesse en plomb des minerais fondus dans le Derbyshire et dans le Cumberland, ainsi que sur la quantité de charbon que consomment les méthodes employées dans ces deux comtés, ne nous permet pas de les comparer avec celles qui sont en usage en France et en Allemagne. Nous ferons seulement quelques observations pour faire ressortir les différences qui existent entre elles.

Dans le Derbyshire, le traitement des minerais

de plomb s'exécute entièrement dans des fourneaux à réverbère, dont les dimensions sont plus considérables que celles des fourneaux à réverbère de Bretagne. Mais ce qui caractérise surtout cette méthode, c'est que l'on y fond des minerais pauvres, comme on le ferait dans un fourneau à manche, et qu'on obtient des scories coulantes, en ajoutant un fondant composé de chaux carbonatée et de chaux fluatée. Elle paraît préférable au travail au fourneau à manche, dans lequel il est difficile d'avoir des produits constans, qui occasione une perte de plomb plus considérable et une plus grande dépense en combustible; et dans des lieux comme à Confolens, où l'on possède un minerai qu'il est difficile de réduire en un schlich pur sans de grandes pertes de galène, peut-être serait-il bon de faire l'essai de cette méthode.

Le procédé mixte employé dans le Cumberland de griller le minerai dans des fourneaux à réverbère et de fondre le minerai grillé dans de petits fourneaux assez analogues aux fourneaux écossais, paraîtrait donner un peu moins de plomb que si les deux opérations étaient faites dans le fourneau à réverbère; mais, d'après M. Forster, qui a comparé ces deux genres de traitement, cette légère perte est plus que compensée par la moindre consommation de charbon, la rapidité de l'opération, et surtout parce que le plomb qui provient du fourneau écossais est beaucoup plus

pur, à tel point que, lorsqu'il s'agit de le raffiner, la perte, dit M. Forster, n'est que de $\frac{1}{12}$ ou $\frac{1}{13}$; tandis que lorsqu'on opère sur du plomb obtenu au fourneau à réverbère, elle va souvent à un neuvième. Aussi le plomb obtenu par la première méthode peut-il être raffiné avec avantage lorsqu'il donne seulement 5 onces d'argent par foudre (20 quintaux, poids de marc); tandis que celui produit par le fourneau à réverbère ne peut être coupellé que quand il donne 10 onces par foudre; et comme dans la coupellation usitée dans ce pays on ajoute continuellement de nouveau le plomb sans écumer, la litharge que l'on obtient dans le second cas ne peut jamais être versée dans le commerce; tandis qu'au contraire, celle produite par les plombs du fourneau écossais est de bonne qualité.

AFFINAGE DU PLOMB ARGENTIFÈRE PAR CRISTALLISATION (1).

« On sait que tous les plombs argentifères ne peuvent subir l'opération du raffinage avec avantage. Les plombs du Derbyshire, par exemple, sont dans ce cas.

» La nécessité de revivifier dans le fourneau à réverbère la grande quantité de litharge obtenue

(1) Nous avons extrait du mémoire déjà cité de M. Sentis, tout ce qui suit sur l'*affinage par cristallisation*.

dans l'opération du raffinage, et vendue rarement en nature; d'ailleurs la perte en plomb volatilisé, assez considérable, en vertu de la haute température du *refining furnace*; enfin, l'avantage de retirer avec profit l'argent de plombs très pauvres, et de les obtenir ainsi plus doux et moins cassans, demandaient une méthode de concentration de l'argent contenu dans des plombs très pauvres, et à une faible température. Cette méthode, M. Pattinson d'Alston paraît l'avoir trouvée, et non-seulement elle est appliquée avec succès aux usines à plomb de MM. Locke Blackett et compagnie, à Newcastle, mais en outre à Middleton, dans le Teedsdale, et aussi dans le Flintshire, sur une échelle plus large encore.

» Le procédé de M. Pattinson, aussi simple qu'ingénieux, est fondé sur ce qu'ayant un bain de plomb argentifère, il se forme par le refroidissement et l'agitation, de petits cristaux de plomb qui se réunissent au fond du bain : d'abord ils contiennent peu ou pas d'argent, puis ils deviennent de plus en plus riches. En enlevant toute la première portion de plomb extrêmement pauvre en argent, qui se sépare d'abord, on peut donc ainsi concentrer dans une petite quantité de plomb, et cela à la température du plomb fondant. C'est l'application en grand de cette expérience chimique, qu'a réalisée M. Pattinson, et dont nous allons donner maintenant un rapport détaillé.

» La méthode de concentration de l'argent par

cristallisation se fait, à l'usine de MM. Locke Blackett et compagnie, sur des plombs provenant du Cumberland. La teneur en argent du plomb traité est assez variable, l'opération étant pratiquée sur des plombs pauvres et sur des plombs riches qui en proviennent.

De l'atelier d'affinage.

» L'atelier d'affinage, dont les fig. 5 et 6, Pl. XVII, représentent le croquis, se compose de cinq grandes chaudières de fonte, chauffées chacune par un foyer particulier, et de deux plus petites ayant aussi leurs foyers. Ces chaudières s'appuient, par une partie de leur surface supérieure, sur des briques taillées et disposées suivant la forme convenable. La forme des chaudières n'est pas un hémisphère; l'ouverture porte 1 mètre de longueur, mais la profondeur n'a que $0^m,65$; sur le devant du foyer, l'ouverture a $2^m,5$ de hauteur, dont $0^m,45$ depuis la grille jusqu'au sommet; la longueur de la grille est de 2 pieds, et la largeur de $0^m,22$. Toutes les chaudières ont la même forme; la cinquième est seulement la plus petite; mais celle-ci ne sert qu'à fondre le plomb débarrassé de l'argent, pour le couler en lingots.

Opération.

» La charge se compose de 64 à 65 saumons, pesant chacun de 120 à 140 livres. Lorsqu'ils sont bien fondus, et que l'on a enlevé le feu du foyer et la petite quantité de litharge qui recouvre le bain, on ajoute 1 ou deux saumons pour accélérer le refroidissement, ou bien on jette de l'eau sa-

vonneuse sur la surface du plomb liquide; dans ce cas, on voit se former une croûte métallique assez mince, qu'on enfonce avec une barre de fer, et qui fond avec bouillonnement. On répète cette opération tant que le bain n'est pas parvenu à un refroidissement suffisant; on a atteint ce point quand il commence à se former des cristaux. On remet alors dans la chaudière le plomb solidifié sur le bord, et l'on agite la masse avec la barre, en la faisant mouvoir dans un plan vertical, et variant la position de ce plan. Pendant cette opération, destinée à établir l'uniformité de température dans toute la masse, un second ouvrier fait chauffer dans la petite chaudière, voisine de la chaudière n° 1, une large écumoire attachée à unlong manche en bois, puis commence à *pêcher* des cristaux; il a soin de laisser égoutter pendant quelques secondes le plomb liquide qui les recouvre, en faisant tomber légèrement les cristaux, qu'il déverse enfin dans la chaudière suivante n° 2. L'opération se continue alors de cette manière; l'un des ouvriers pêche des cristaux avec l'écumoire, qu'il chauffe de temps à autre dans la chaudière accessoire, et il déverse les cristaux dans la chaudière n° 2, tandis que le second ouvrier réunit au bain le plomb solidifié sur les bords, et agite la masse, afin d'entretenir l'uniformité de température. Cette double opération dure environ cinquante minutes, et à cette époque il ne reste plus dans la chaudière que

16 saumons. Alors l'ouvrier enlevant les cristaux comme précédemment, les jette à terre en deux tas; son aide les enlève peu de temps après, et les met de côté pour faire place aux nouveaux cristaux que le premier ouvrier continue d'y jeter : ceci dure jusqu'à ce qu'il ne reste plus que 8 saumons dans la chaudière; ce que l'on reconnaît au moyen d'une mesure qui indique la hauteur du niveau du bain. A cette époque, on enlève le feu du foyer n° 2, et on le met dans le n° 1; puis on peut couler dans des lingotières mobiles les 8 saumons de plomb enrichi qui restent au fond de cette chaudière, on remet dans celle-ci les 8 saumons que l'on a jetés à terre, et l'on achève le chargement avec des saumons de plomb de la même richesse que ceux traités précédemment.

» Pendant que cette masse fond, on répète dans la chaudière n° 2 le travail qui vient d'être exécuté dans la chaudière n° 1. On sépare donc environ les $\frac{3}{4}$ de la masse métallique, à l'état de cristaux, que l'on rejette dans la chaudière n° 3, $\frac{1}{8}$ à l'état de cristaux que l'on jette à terre, après avoir versé le $\frac{1}{8}$ restant au fond du n° 2, non pas dans des lingotières, mais dans la chaudière n° 1.

» Il en est de même pour les chaudières n°s 3 et 4; le plomb pauvre retiré de cette dernière, que l'on verse au n° 5, y est fondu, puis coulé en saumons, que l'on soumet de nouveau à la série des cristallisations précédentes, si le plomb renferme encore une quantité d'argent suffisante.

» Le travail avec l'écumoire est facilité au moyen d'un petit appareil représenté sur la planche. Théorie.

» Pour préciser ce qui se passe dans l'affinage par cristallisation, il était nécessaire de connaître la richesse des différens produits auxquels donne lieu le traitement dans chaque chaudière. A cet effet, nous avons rapporté une collection des culots de plomb d'œuvre pris aux différentes époques d'une opération que nous avons suivie, et la coupellation faite au laboratoire de l'École des Mines, nous a permis de dresser le tableau suivant :

			Richesse en argent de 1 de plomb.
O	Plomb original		0,001153
	Cristaux riches		0,003324
2.	——— pauvres		0,000933
	——— riches	provenant du traitement des cristaux pauvres précédens, n° 2.	0,0020802
3.	——— pauvres		0,0007021
4.	——— pauvres	provenant du traitement des cristaux pauvres, n° 3.	0,001399
	——— riches		0,0004569
	——— riches	*Idem*, du n° 4.	0,0008135
P	——— pauvres		0,0001128

» Une autre opération a donné les résultats suivans :

O	Plomb original		0,000224
	Cristaux riches		0,000598
2.	—— pauvres		0,0000877
	—— riches	provenant du n° 2.	0,0002367
3.	—— pauvres		0,0000292
	—— riches	provenant du n° 3.	0,0001300
P	—— pauvres		0,0000195

» Ainsi, nous voyons d'après ce dernier tableau, 1° que la teneur du plomb riche séparé dans la première cristallisation, et dont la quantité est environ ½ du plomb primitif, est un peu plus grande que celle de ce dernier, multipliée par 2,6; 2° que la richesse du plomb pauvre séparé dans cette même opération, surpasse un peu celle du plomb primitif, multipliée par ⅓. Un rapport à peu près semblable s'applique aux produits de l'opération dans chaque chaudière, et chacune de ces opérations donne lieu à des cristaux que l'on jette à terre, pour les remettre ensuite dans la chaudière d'où on les a extrait, et qui ont une teneur à peu près égale à celle de l'alliage primitif; 3° enfin, le plomb résidu et riche des chaudières n°s 2 et 3, que l'on verse respectivement dans les chaudières n°s 1 et 2, a une richesse sensiblement égale à celle du plomb traité dans chacune de ces chaudières.

» On voit par là en quoi consiste l'artifice de ce procédé; il faut proportionner les produits de chaque cristallisation de telle sorte, que chaque

alliage riche et intermédiaire, rentre toujours, le premier dans la teneur de l'alliage traité dans la chaudière précédente, et le deuxième dans celle de l'alliage traité dans la chaudière d'où on l'a extrait. Ce dernier tableau montre d'ailleurs que par trois cristallisations répétées sur le plomb d'œuvre de la teneur mentionnée ci-dessus, on finit par obtenir du plomb ayant une richesse au moins dix fois moindre.

» Si nous considérons maintenant le premier tableau, nous voyons que *quatre* cristallisations répétées sont nécessaires pour amener le plomb à une teneur qui ne soit que le $\frac{1}{10}$ de la teneur primitive, et encore le dernier nombre 0,0001128 est-il peut-être un peu trop faible; car la coupellation ayant été faite sur un culot de plomb pesant 30 grammes, on a employé une grande coupelle, et l'on sait que la quantité d'argent qui se perd en s'insinuant à l'état de petites grenailles dans les pores des coupelles, est proportionnelle à la surface de celles-ci, toutes choses étant égales d'ailleurs.

» Ainsi, la dépense en main-d'œuvre et en combustible serait plus grande pour amener ce dernier plomb, dont la teneur est 0,001153, à une richesse dix fois moindre que pour le premier plomb, qui contient 0,00022.

» Si l'on considère d'ailleurs les rapports entre les richesses de chaque plomb pauvre et le plomb dont il provient immédiatement, ou ces

rapports inverses, on trouve les nombres suivans :

1,15, 1,32, 1,53, 4,05,

qui vont en augmentant de plus en plus ; d'où l'on peut conclure que la séparation du plomb et de l'argent se fait d'autant mieux que le plomb contient moins d'argent, résultat conforme à celui que donne la comparaison des données définitives des deux tableaux ci-dessus.

» Ces résultats ne sont pas aussi satisfaisans que ceux annoncés à l'usine de Newcastle. En effet, on y prétend que la teneur du plomb riche séparé dans une première cristallisation du plomb primitif (contenant par exemple 10 onces d'argent par fodder) est à la teneur de celui-ci dans le rapport de 1 à 3,33 ou à 3,35.

» La séparation du plomb et de l'argent se ferait donc d'une manière plus tranchée que nous ne l'avons trouvé dans les deux exemples cités plus haut. Or, cette différence entre les résultats annoncés et ceux qu'ont donné des coupellations faites avec soin, a cette conséquence fâcheuse, qu'elle fait dériver la discussion de résultats économiques communiqués, fondés peut-être sur une base peu sûre et cependant difficilement contestable. Ces résultats ne diffèrent pas de ceux publiés dans une notice que renferme la 3me série des *Annales des Mines*.

» 25 fodders 15 quintaux 49 livres, ou 540

quintaux 49 livres de plomb argentifère, tenant 5 onces d'argent par fodder, ont donné, après trois cristallisations successives, 440 quintaux de plomb pauvre, tenant ½ once d'argent par fodder;

» 15 quintaux 49 livres de plomb, ayant à peu près la teneur primitive, 84 quintaux de plomb riche à coupeller, tenant 29 onces par fodder, 1 quintal de perte.

» L'affinage par cristallisation, et la coupellatiuu des 84 quintaux de plomb à 29 onces, donnent lieu aux frais suivans :

Affinage par cristallisation.

Main-d'œuvre, 274 journées de travail, qui, à raison de 3 shillings l'une, donnent.....	4l	2s	0d
Combustible. Le chauffage des chaudières d'affinage exige 3 quintaux de houille par fodder de plomb pauvre séparé.........	»	12	»
Droit de patente, 3 liv. par fodder de plomb pauvre.................................	3	3	»
Perte de 1 quintal de plomb, à raison de 25 liv. par fodder.....................	1	4	»
	9l	1s	»d

Coupellation des 84 quintaux.

Main-d'œuvre..............................	»l	14s	»d
Combustible, 12 quintaux par fodder de plomb..................................	»	8	8
Matériaux de coupelle........................	»	6	4
Perte en plomb, $\frac{1}{14}$ du plomb coupellé......	7	3	»
	8l	12s	»d

Ce qui fait, pour le total général des frais du traitement par le nouveau procédé, 17^{l} 15^{s} 0^{d}, tandis que la coupellation directe des 540 quintaux coûterait 54^{l} 16^{s} 7^{d}.

» Tout en admettant l'exactitude de ces renseignemens, qu'il nous soit permis de dire que la consommation en combustible dans l'opération du raffinage, nous paraît portée à un taux bien élevé; car, dans toutes les usines aux environs d'Alston que nous avons visitées, la quantité de houille consumée dans le fourneau de raffinage, n'est que le $\frac{1}{8}$ de la quantité indiquée dans le tableau ci-dessus. D'ailleurs, la perte en plomb n'est souvent que de $\frac{1}{15}$ et quelquefois $\frac{1}{16}$ du plomb coupellé. La coupellation, qu'il paraît possible de mieux conduire, soutiendrait mieux alors la comparaison avec l'affinage par cristallisation, et les résultats avantageux qu'il présente dans les circonstances admises.

» Supposons maintenant qu'au lieu d'avoir à traiter du plomb à 5 onces d'argent par fodder, on traite du plomb qui ait une teneur quintuple, par exemple. Les tableaux que nous avons dressés précédemment nous montrent que la séparation du plomb pauvre ayant une teneur dix fois moindre que la teneur primitive, exige déjà une dépense plus forte en main-d'œuvre et en combustible; par conséquent, pour amener ce plomb à la richesse des plombs de litharge, la dépense de l'affinage par cristallisation se trouvera aug-

mentée dans un assez grand rapport, la main-d'œuvre et le combustible entrant pour plus de moitié dans la dépense établie ci-dessus. Que sera-ce donc si l'on donne à traiter des plombs contenant 100 onces d'argent par fodder, comme les plombs de Pongibaud? et ces plombs sont encore moins riches que ceux de Poullaouen et de Vrallas et Villefort. Remarquons, en outre, que les frais de coupellation augmentent, jusqu'à un certain point, avec la richesse du plomb d'œuvre. En effet, plus est grande la teneur en argent de la portion de plomb que l'on coupelle, plus il est nécessaire de soutenir une température élevée, pour donner aux particules de litharge une grande fluidité, afin qu'elles ne retiennent aucune particule d'argent. Par suite, la quantité de combustible consommée et la perte en plomb volatilisé augmentent dans un certain rapport.

» En définitive, avec un plomb d'une teneur supérieure à celle de 5 onces par fodder, le total des frais du traitement par le nouveau procédé augmente en raison de la richesse du plomb traité.

» Dans la coupellation directe, la dépense en main-d'œuvre, en combustible, etc., n'augmente guère dans les nouvelles circonstances, de sorte que cette supériorité économique admise d'une méthode sur l'autre, pourrait être fortement diminuée dans ces mêmes circonstances.

» Remarquons, d'ailleurs, que si l'usine de

Newcastle est dans une condition spéciale, telle que le plomb de litharge a un excédant de valeur notable sur le plomb ordinaire, et que lui donne la coupellation, un grand nombre d'usines sont placées dans des conditions conduisant au même résultat. En effet, pour que le plomb puisse se coupeller, il n'est pas nécessaire qu'il soit pur; on ne cherche donc pas à augmenter sans nécessité la difficulté de son extraction, et ce sont généralement des plombs impurs que l'on passe à la coupelle. Mais quand a eu lieu la formation et l'enlèvement des abzugs et abstrichs, on sait que la litharge devient marchande, et le plomb qui résulte de sa réduction est d'une qualité bien supérieure, et sa valeur est beaucoup accrue.

» Il résulterait des considérations énoncées précédemment, que l'affinage par cristallisation ne s'appliquerait guère, 1° à des plombs passablement riches en argent, et surtout à des plombs aussi riches que ceux des usines françaises; 2° à des plombs assez pauvres en argent, mais impurs, à moins qu'il ne fût possible de trouver un débouché immédiat pour ce plomb impur.

» Le nouveau procédé ne conviendrait donc bien réellement que pour les plombs pauvres et purs, analogues à beaucoup de ceux produits dans le nord de l'Angleterre, et son avantage sur l'ancien serait d'autant plus grand, que le plomb affiné aurait une richesse moindre, cette diminution n'ayant d'autres limites que celles qui dé-

pendent des conditions économiques dans lesquelles on se trouve. Ainsi, à l'usine de Newcastle, il est suffisant que le plomb argentifère ait la teneur de 4 onces par fodder, ou 0,000104 d'argent pour 1 de plomb. Telle est, ce nous semble, la juste valeur du procédé. Nous nous étayons, il est vrai, de considérations dont nous ne nous dissimulons pas tout le vague, et qu'il serait peut-être possible de préciser davantage; mais nous faisons encore une part assez belle au procédé, puisqu'il permet de retirer avec profit une portion de l'argent contenu dans les plombs versés dans le commerce, ce qui ne laisse pas d'altérer sensiblement leurs propriétés exigées, et par suite leur valeur. »

ANALYSE

DE

QUELQUES PRODUITS DES USINES A PLOMB D'ANGLETERRE; PRÉPARATION DE DIVERSES COMBINAISONS SALINES ET FUSIBLES;

PAR M. P. BERTHIER.

MM. Coste et Perdonnet ayant déposé à l'École des Mines une très belle collection métallurgique, relative au traitement des minerais de plomb, qu'ils ont recueillie dans le voyage qu'ils viennent de faire en Angleterre, je me suis empressé d'examiner cette collection pour la comparer à celles qui proviennent des usines du continent. Je vais faire connaître la composition des produits qui m'ont présenté quelque chose de particulier. Comme parmi ces produits il y en a quelques-uns qui sont très fusibles, et qui renferment des élémens qu'on n'avait pas encore rencontrés combinés entre eux, j'ai été conduit, pour me rendre compte de leur fusibilité, à faire un assez grand nombre d'expériences synthétiques sur les combinaisons des fluorures, chlorures et sulfures avec différens sels : je décrirai sommairement ces expériences, qui, indépendamment de l'intérêt

scientifique qu'elles me semblent offrir, pourront contribuer à perfectionner la métallurgie et la docimasie.

Le minerai d'Alston-Moor est de la galène mêlée d'un peu de blende et de carbonate de plomb. Après qu'on l'a grillé, on le fond au fourneau écossais, et l'on repasse au fourneau à manche les crasses qui proviennent de ce premier travail. Les scories qui s'écoulent de ce fourneau sont compactes, d'un noir métalloïde comme les scories de forges, homogènes, grenues, à grains fins cristallins et brillans, très fortement magnétiques. L'acide muriatique les attaque très facilement. Elles sont composées de : Alston-Moor.

Silice..........	0,285
Protoxide de fer...	0,250
Chaux...........	0,240
Oxide de zinc.....	0,106
Alumine.........	0,070
Oxide de plomb...	0,030
Magnésie.........	trace.
	0,981

Elles fondent très bien au creuset brasqué avec addition de 0,16 de quartz, et produisent un verre transparent, de couleur un peu enfumée, recouvert de grosses grenailles de fonte.

A Alston-Moor, on fait passer les fumées de tous les fourneaux dans une longue cheminée, sur les parois de laquelle les poussières et toutes

les matières condensables se déposent. On recueille ces matières de temps à autre; à l'entrée de la cheminée, près des fourneaux, elles sont fortement agglomérées, et forment des masses criblées de cavités arrondies, très pesantes, à cassure unie, mate, d'un gris clair nuancé de jaunâtre et de rougeâtre. Elles sont composées de :

Sulfate de plomb...	0,656
Oxide de plomb....	0,102
Oxide de zinc......	0,138
Oxide de fer.......	0,034
Silice et alumine....	0,056
Sulfure de plomb...	0,014
	1,000

Elles ont dû être dans un état de mollesse voisin de la liquidité.

Il se forme un composé analogue à l'entrée des cheminées des fourneaux à réverbère de Conflans en Savoie, dans lesquels on traite de la galène à peu près pure. Un échantillon, recueilli il y a deux ans, et qui était compacte, jaunâtre, opaque et à cassure unie un peu luisante, a donné, à l'analyse :

Sulfate de plomb....................	0,390
Oxide de plomb.....................	0,426
Silice, alumine, chaux, oxide de fer....	0,174
	0,990

Le sulfate de plomb provient du sulfure vola-

tilisé, qui se brûle dans l'air. Ce sulfate ne se fondrait pas dans les cheminées s'il était pur, car la chaleur blanche est à peine suffisante pour le ramollir; mais sa fusion est, sans aucun doute, déterminée dans cette circonstance par son mélange avec l'oxide de plomb. En effet, j'ai trouvé, par expérience, qu'il ne faut qu'une très petite quantité de cet oxide pour donner une très grande fusibilité au sulfate de plomb. J'ai essayé les mélanges suivans :

Sulf. de plomb..	37g,91—2 at.	37g,98—4 at.	37g,91—8 at.
Litharge.......	13 ,95—1	6 ,91—1	3 ,49—1
	51 ,86	44 ,89	41 ,40

Ils sont devenus tous les trois aussi liquides que de l'eau au blanc naissant, et ils ont produit des émaux blancs, translucides, à cassure plus ou moins cristalline; l'émail du premier mélange avait une structure décidément fibreuse, et l'on voyait même dans les cavités quelques petits cristaux transparens. Lorsqu'on emploie la litharge dans la proportion de 1 atome 27,89 pour 1 atome de sulfate de plomb 37,91, il se forme un sous-sulfate extrêmement fusible, incolore, et qui a une grande tendance à cristalliser; de telle sorte que quand on le fait refroidir avec les précautions convenables, il offre de grands cristaux prismatiques incolores et transparens. Pour peu que l'on augmente la proportion de litharge, la matière se colore en jaune-serin ou en jaune-paille.

Redruth en Cornouailles.

Le minerai de Redruth est une galène riche en argent, qui rend, à l'essai sur les usines, 0,70 à 0,72 de plomb. On grille ce minerai pendant douze heures dans un four à réverbère, par charges de 12 quintaux; puis on le transporte dans un autre four à réverbère, où l'on achève de le griller pour en extraire le plomb, en y ajoutant quelques fondans. Les scories sont rejetées. Un échantillon de ces scories, provenant d'une opération dans laquelle on n'avait probablement pas ajouté de fluate de chaux, a été trouvé composé de :

Silice	0,350
Protoxide de fer	0,225
Chaux	0,190
Oxide de plomb	0,120
Oxide de zinc	0,060
Alumine	0,035
Soufre et charbon	trace.
	0,980

Cette scorie était compacte, d'un noir légèrement métalloïde, à cassure grenue un peu écailleuse ou lamelleuse, et magnétique : elle ressemblait à un basalte. Essayée avec 4 parties de flux noir, qui sont nécessaires pour obtenir une bonne fusion, elle a produit 0,08 de plomb métallique.

On recueille à l'entrée des cheminées des fours à réverbère de fusion, une matière compacte, mamelonnée, vitreuse, opaque et d'un jaune-brun de résine, qui est composée de :

Silice..............	0,206
Oxide de plomb.....	0,712
Alumine...........	0,074
Chaux.............	0,002
Oxide de fer.......	trace.
	0,994

Cette matière est évidemment produite par l'action qu'exercent sur les briques les fumées de plomb qui tapissent la cheminée, et qui se fondent et coulent le long des parois dans les instans où l'on donne de forts coups de feu.

Grassinton, près de Skipton, en Yorkshire.

A Grassington, les minerais que l'on traite sont des mélanges de galène et de carbonate de plomb, qui ont pour gangues ordinaires du carbonate de chaux et du sulfate de baryte. On en fond 18 quintaux à la fois dans un four à réverbère, tantôt avec addition, tantôt sans addition de spath-fluor; on procède par grillages et coups de feu alternatifs : après chaque grillage, on brasse le minerai avec de la houille menue ou du frasil de coke. On repousse les scories vers l'autel, et l'on dessèche le bain de plomb avec de la chaux. Quand on ajoute du spath-fluor, les scories entrent en pleine fusion; quand on n'en ajoute pas ou qu'on n'en ajoute que très peu, elles s'agglomèrent, mais ne fondent pas : alors elles sont d'un blond pâle, un peu poreuses, tellement tendres qu'elles tachent les doigts, et elles contiennent beaucoup de petites grenailles de plomb. On les

repasse au fourneau à manche. Un échantillon de ces dernières scories a été trouvé composé de :

Fluorure de calcium.	0,015 ou	fluorure de calcium.	0,015
Baryte............	0,335	sulfate de baryte...	0,510
Chaux............	0,045	sulfate de chaux...	0,106
Plomb en partie oxidé.............	0,340	plomb en partie oxidé.............	0,340
Oxide de fer.......	0,030	oxide de fer.......	0,030
Acide sulfurique...	0,235		
	1,000		1,001

Fondues avec 2 parties de flux noir, elles deviennent extrêmement fluides, et elles rendent 0,24 à 0,25 de plomb métallique.

Lea, près de Matloc, en Derbyshire. On distingue à Lea deux sortes de minerais, savoir : de la galène pure et de la galène mêlée de carbonate de plomb et de sulfate de baryte. On a trouvé dans un échantillon de ce dernier minerai :

Galène.............	0,55
Carbonate de plomb...	0,23
Sulfate de baryte.....	0,19
Argile..............	0,03
	100

Il est probable qu'on ne cherche pas à en séparer le sulfate de baryte par le lavage, de peur de perdre du carbonate de plomb.

On mélange ces deux minerais ensemble à peu près à parties égales, et l'on en traite 16 quintaux à la fois au four à réverbère. On grille d'abord

pendant deux ou trois heures : cette opération produit beaucoup de plomb, qui résulte de la réaction du carbonate de plomb sur la galène; on ajoute au minerai grillé neuf pelletées d'un fondant composé de spath-fluor et de spath calcaire, dans la proportion d'environ :

Spath-fluor lamellaire....	0,75
Spath calcaire lamellaire..	0,25
	1,00

On donne un coup de feu, et l'on fait écouler le plomb métallique et les scories fusibles; il reste sur la sole d'autres scories molles, mais qui ne se liquéfient pas tout-à-fait; on les sèche avec de la chaux, puis on les retire du fourneau et on les fond au fourneau à manche avec du minerai pauvre, etc. Quant aux scories fusibles, on les rejette comme trop pauvres pour qu'elles méritent d'être passées au fourneau à manche. Deux échantillons de scories fusibles, rapportés l'un par M. Dufrénoy, et l'autre par MM. Coste et Perdonnet, ont été trouvés composés de :

Fluorure de calcium........	0,160	— 0,136
Baryte...................	0,164	— 0,197
Chaux....................	0,178	— 0,225
Oxide de plomb...........	0,159	— 0,066
Oxide de fer..............	} 0,045	— 0,020
Oxide de zinc.............		— 0,020
Acide sulfurique...........	0,278	— 0,320
Acide carbonique et perte..	0,016	— 0,016
	1,000	— 1,000

ou Fluorure de calcium	0,160	— 0,136
Sulfate de baryte..........	0,250	— 0,300
Sulfate de chaux...........	0,225	— 0,330
Sulfate de plomb............	0,220	— 0,090
Oxide de fer..............	0,045	— 0,020
Oxide de zinc.............		— 0,020
Chaux.....................	0,080	— 0,088
Acide carbonique et perte..	0,020	— 0,016
	1,000	1,000

Ces scories sont compactes, d'un gris très clair, un peu jaunâtre, luisantes dans l'intérieur des bulles, à cassure grenue et mate : elles sont quelquefois mélangées de très petites parcelles de mattes. Lorsqu'on les traite par l'acide nitrique, il se dissout du sulfate de chaux, du fluate de chaux, du fer, du zinc et un peu de plomb, et le résidu se compose de sulfate de baryte, de sulfate de plomb et de fluate de chaux.

Pour en faire l'analyse, on les a chauffées au creuset d'argent avec 2 parties de carbonate de soude et une demi-partie de nitre; le mélange s'est fondu avec une grande facilité, et il est devenu parfaitement liquide; on a délayé la matière dans l'eau et filtré; on a précipité l'acide fluorique et l'acide sulfurique contenus dans la liqueur, le premier par un sel de chaux et le second par un sel de baryte, on n'y a jamais trouvé que très peu d'acide fluorique; la presque totalité du fluate de chaux résiste à l'action décomposée du carbonate alcalin, et se retrouve dans la partie

insoluble. On a traité celle-ci par l'acide acétique, en ayant soin de chasser l'excès d'acide par une évaporation ménagée, et il est resté du fluate de chaux pur, ou légèrement coloré en rouge par un peu de fer. Quant à la dissolution acétique, qui contenait la baryte, le plomb, le fer, le zinc et de la chaux, on a suivi deux procédés pour l'analyser: 1° on en a précipité toute la baryte et tout le plomb par l'acide sulfurique, on a dosé les deux sulfates ensemble, et l'on en a séparé ensuite le sulfate de plomb au moyen de la potasse caustique liquide, puis on a précipité le fer par l'ammoniaque en excès, le zinc par un hydro-sulfate et la chaux par un oxalate; 2° on a précipité le plomb, le fer et le zinc par un hydro-sulfate, la baryte par l'acide sulfurique, et la chaux par un oxalate, en ayant soin de saturer la liqueur d'ammoniaque; on a repris le précipité métallique par l'acide nitrique faible, précipité le plomb par l'acide sulfurique, etc.

Si l'on supposait que l'oxide de plomb fût libre dans ces scories, elles renfermeraient, la première, 0,315 de sulfate de chaux et 0,038 de chaux libre, et la seconde, 0,370 de sulfate de chaux et 0,072 de chaux libre.

Les scories non fondues, qui restent sur la sole du four à réverbère, ne sont pas homogènes. La substance dominante est d'un gris clair et mate comme la scorie fusible; mais elle est sensiblement poreuse et mélangée de parties blanches

terreuses mates, qui paraissent être de la chaux, et de beaucoup de parties lamelleuses brillantes, qui ont tous les caractères de la galène. Elles sont sensiblement magnétiques : quand on les traite par l'acide acétique, il y a une très légère effervescence, due au dégagement d'un peu d'acide carbonique, et il se dissout de la chaux et un peu de sulfate de chaux à froid; si l'on fait bouillir, il se dissout de la chaux, du zinc, et du fer qui se trouve dans la liqueur à l'état de protoxide, du moins pour la plus grande partie : le résidu est noir; en le traitant par l'acide nitrique à une douce chaleur, il se dissout beaucoup de plomb, du fer, du zinc, de la chaux, et il reste un mélange de sulfate de baryte, de sulfate de plomb, et de fluate de chaux, qui contient en outre un peu de soufre. On a fait l'analyse de ces scories, en les fondant au creuset d'argent avec 2 parties de carbonate de soude et 1 partie de nitre, etc.

Deux échantillons, l'un contenant beaucoup de galène et l'autre pur, ont donné les résultats suivans :

Fluorure de calcium........	0,072 —	0,085
Baryte....................	0,144 —	0,160
Chaux.....................	0,147 —	0,170
Oxide de plomb...........	0,088 —	0,220
Plomb métallique..........	0,152 —	0,017
Oxide de fer..............	0,154 —	0,055
Oxide de zinc.............	0,072 —	0,080
Oxide de cadmium..........	trace. —	trace.
Acide sulfurique..........	0,117 —	0,199
Soufre....................	0,024 —	0,003
Acide carbonique et perte...	0,030 —	0,011
	1,000	1,000

Fluorure de calcium.......	0,072 —	0,085
Sulfate de baryte..........	0,220 —	0,244
Sulfate de chaux..........	0,016 —	0,056
Sulfate de plomb..........	0,120 —	0,300
Oxide de fer..............	0,154 —	0,056
Oxide de zinc.............	0,072 —	0,080
Oxide de cadmium..........	trace. —	trace.
Chaux.....................	0,140 —	0,147
Galène....................	0,176 —	0,020
Acide carbonique et perte..	0,030 —	0,012
	1,000	1,000

Ces scories fondent très bien avec 2 parties de flux noir, et produisent 0,20 à 0,21 de plomb ductile.

Si l'on admettait que l'acide sulfurique s'y trouve combiné avec la chaux, elles renfermeraient, la première, 0,106 de sulfate de chaux et 0,103 de chaux, et la seconde 0,186 de sulfate de chaux et 0,093 de chaux libre.

Les scories non fondues diffèrent des scories

fondues, principalement en ce qu'elles renferment moins de fluorure de calcium et plus de chaux libre que celles-ci : il paraît évident, d'après cela, que c'est le fluorure de calcium qui fait l'office de fondant, tandis qu'au contraire la chaux caustique s'oppose à la fusion. L'addition du fluorure de calcium a pour effet essentiel de séparer la plus grande partie du sulfate de baryte; l'addition de la chaux en certaine dose a pour effet de décomposer le sulfate de plomb, qui, sans cette addition, entrerait en combinaison dans la scorie, et serait par là en grande partie soustrait à l'action réduisante de la galène ou du charbon; et comme pour atteindre ce but il paraît nécessaire d'employer un excès de chaux, il en résulte que les scories qui se forment dans le four à réverbère se partagent en deux parties : l'une, fusible, qui se sépare par liquation, en entraînant une certaine quantité de sulfate de plomb, et l'autre, pâteuse, mais non coulante, qu'on peut considérer comme un mélange d'oxide de plomb, de chaux, de matte et d'oxides de fer et de zinc, imbibés de scorie fusible.

Spath-fluor et sels.

Pour apprécier la capacité fondante du fluorure de calcium, après m'être assuré que les sulfates de baryte, de chaux et de plomb ne forment point entre eux de combinaisons fusibles, et que même les deux premiers sulfates ne se fondent pas avec le sous-sulfate de plomb, j'ai fait les expériences suivantes.

J'ai chauffé graduellement jusqu'à 50° pyrométriques environ :

Spath-fluor.......	$9^{g},87$—1 at.	$19^{g},74$—2 at.
Sulfate de baryte..	29,16—1	29,16—1
	39,03	48,90

Le premier mélange s'est fondu, mais sans devenir parfaitement liquide. La matière, refroidie, était boursouflée dans quelques parties, à cassure grenue cristalline; les parois des cavités étaient polyédriques, et l'on apercevait çà et là quelques petits cristaux prismatiques.

Le second mélange s'est complétement liquéfié et a produit une matière compacte, à cassure légèrement cristalline, un peu translucide; mais elle ne présentait aucune indice de cristaux.

J'ai chauffé comme ci-dessus :

Spath-fluor...	$19^{g},74$—2 at.	$9^{g},87$—1 at.	$4^{g},93$—1 at.	$2^{g},47$—1 at.
Sulf. de chaux calciné...	17,14—1	17,14—1	17,14—2	17,14—4
	36,88	27,01	22,07	19,61

Les trois premiers mélanges se sont complétement fondus, mais le second beaucoup plus facilement que les deux autres. La matière provenant du premier mélange était compacte, à cassure inégale, et ne présentant que de faibles indices de cristallisation. La matière provenant du second mélange était d'un blanc un peu nacré, translucide, cristalline, composée de grandes lames

entre-croisées en divers sens, et il y avait dans les cavités quelques cristaux dont on aurait pu mesurer les angles. La matière provenant du troisième mélange était compacte, sans bulles, blanche, légèrement translucide, à cassure grenue lamellaire, à lames très éclatantes.

Le quatrième mélange n'est pas entré en pleine fusion, mais il s'est fortement ramolli. La matière était très bulleuse, blanche, opaque, à cassure grenue, à grains très fins; la surface intérieure des bulles était polyédrique.

On a soumis à la même chaleur que les essais précédens, trois mélanges de spath-fluor et de sulfate de plomb, savoir :

Spath-fluor ...	9g,87—1 at.	4g,98—1 at.	4g,98—1 at.
Sulf. de plomb..	37 ,91—1	37 ,91—2	75 ,82—4
	47 ,78	42 ,89	80 ,80

Le premier mélange, composé de

Spath-fluor.........	0,210
Sulfate de plomb...	0,790

s'est fondu avec la plus grande facilité, et est devenu liquide comme de l'eau. La matière était compacte, à cassure pierreuse, inégale, un peu luisante, opaque, ne présentant aucun indice de cristallisation.

Le second mélange, composé de

Spath-fluor.........	0,116
Sulfate de plomb...	0,884

s'est fondu aussi facilement que le précédent et a acquis la même liquidité : la matière était compacte, pierreuse, d'un blanc un peu jaunâtre.

Le troisième mélange s'est fondu, mais sans prendre une liquidité complète. La matière était remplie de petites bulles, ce qui lui donnait l'apparence d'une pierre-ponce grenue et s'égrenant sous l'ongle, un peu jaunâtre et n'offrant aucun indice de cristallisation.

Lorsqu'on ajoute de la chaux ou du carbonate de chaux à un mélange de spath-fluor et de sulfate de plomb, ce sulfate est décomposé, du moins en partie, et il se forme un composé fusible de spath-fluor et de sulfate de chaux mêlé de litharge. En effet,

1 at. de spath-fluor.......	9g,87 —	0,181
1 at. de sulfate de plomb..	37 ,91 —	0,690
1 at. de chaux............	7 ,12 —	0,129
	54 ,90	1,000

sont promptement devenus très fluides, et la matière était d'un gris pâle, lamelleuse, cristalline dans la plus grande partie de sa masse; mais le fond du culot était jaune, ce qui annonce qu'il s'y était accumulé de la litharge.

On vient de voir que les sulfates de baryte, de chaux et de plomb se fondent très bien, chacun séparément, avec le spath-fluor : lorsque ces trois sulfates sont réunis, ils forment avec cette subs-

tance des composés, qui se fondent encore plus facilement. Un mélange formé de

Spath-fluor............	0,20
Sulfate de baryte........	0,25
Sulfate de chaux calciné..	0,30
Sulfate de plomb.........	0,25
	1,00

a pris une liquidité parfaite à la chaleur blanche naissante. La matière, refroidie, était compacte, à cassure inégale, presque unie, matte, blanche et opaque : elle ressemblait parfaitement aux scories fusibles de Lea ; aussi s'en rapproche-t-elle beaucoup par sa composition. Cette matière, fondue avec 2 parties de flux noir, ne produit que 0,035 de métal ; mais en y ajoutant en même temps 0,10 de limaille de fer, on peut en extraire 0,14 à 0,15 de plomb, et la scorie, qui se fond aisément, est compacte, à cassure grenue et mêlée, et coloriée en brun-noir par du sulfure de fer.

Le spath-fluor, formant avec les sels infusibles beaucoup de combinaisons fusibles, il était aisé de prévoir qu'il se fondrait très facilement avec les sels fusibles par eux-mêmes ; c'est effectivement ce que l'on a vérifié par les expériences suivantes : les essais au chalumeau apprennent d'ailleurs qu'il produit des verres avec le borax et avec le phosphate de soude.

Spath-fluor...............	19g,74—1 at.	19g,74—2 at.
Sulfate de soude anhydre...	35,48—1	17,84—1
	55,22	37,58

se sont complétement fondus à la chaleur blanche. Le premier mélange est devenu entièrement fluide; la matière a pris un très grand retrait en se refroidissant; elle était compacte, à cassure grenue, cristalline et fortement translucide. Le second mélange n'est pas devenu aussi liquide que le premier. La matière, refroidie, ressemblait à la précédente, mais elle était plus tenace et plus dure.

3 at. de spath-fluor.....	29g,61
1 at. de borax fondu...	25,25
	54,86

se sont fondus sans bouillonnement ni boursouflement à la chaleur blanche, et sont devenus bien liquides, quoique un peu pâteux. La matière, refroidie, était compacte, à cassure écailleuse, luisante, présentant beaucoup de petites lamelles fortement translucides; elle ressemblait à un grès lustré.

La propriété fondante du spath-fluor, et l'action bien connue du chlorure de calcium sur les sulfates de baryte et de strontiane, m'ont donné l'idée d'examiner la manière dont se comportent différens chlorures avec les sulfates. Chlorures et sels.

1 at. de chlorure de sodium......	14g,67
1 at. de sulfate de baryte.......	29,16
	43,83
ou 1 at. de chlorure de barium.....	25g,99
1 at. de sulfate de soude.........	17,84
	43,83

deviennent promptement extrêmement liquides, et produisent une matière compacte, homogène, un peu translucide, à cassure inégale et cristalline, et présentant même dans les cavités quelques indices de cristaux réguliers.

1 at. de chlorure de sodium.....	14^{g},67
1 at. de sulfate de baryte........	37,91
	52,58
ou 1 at. de chlorure de plomb......	34^{g},74
1 at. de sulfate de soude........	18,17
	52,91

se fondent complétement au rouge sombre. Le mélange bouillonne continuellement, et répand dans l'air une fumée blanche très épaisse de chlorure de plomb. La matière, refroidie, est compacte, grise, faiblement translucide et à cassure écailleuse.

Deux mélanges de chlorure de barium et de sulfate de baryte, faits comme il suit, sont devenus liquides comme de l'eau au blanc naissant.

Chlorure de barium..	25^{g},99 — 1 at.	25^{g},99 — 1 at.
Sulfate de baryte....	29,16 — 1	58,32 — 2
	55,15	84,31

La matière provenant du premier mélange était compacte, blanche, fortement translucide, à cassure lamelleuse, cristalline. La matière provenant

du second mélange ressemblait parfaitement à un marbre blanc salin.

1 at. de chlorure de calcium........	$13^{g},97$
1 at. de sulfate de chaux anhydre...	34,28
	48,25

se sont fondus en pâte bien liquide à chaleur blanche. La matière, refroidie, était compacte, translucide, et même transparente dans quelques parties, à cassure très cristalline, et elle renfermait de petits cristaux prismatiques dans les cavités. Elle tombait promptement en déliquescence à l'air.

J'ai essayé deux mélanges de chlorure de barium et de sulfate de plomb, savoir :

Chlorure de barium..	$25^{g},99$—1 at.	$12^{g},99$—1 at.
Sulfate de plomb....	37,91—1	37,91—2
	63,90	50,90
ou Chlorure de plomb..	$34^{g},74$—1 at.	$17^{g},37$—1 at.
Sulfate de baryte....	29,16—1	14,58—1
Sulfate de plomb................		18,95—1
	63,90	50,90

Les deux mélanges se sont fortement ramollis sans se fondre complétement, et ont produit un émail blanc, très bulleux, translucide et à cassure grenue. Il y a eu pendant tout le temps qu'a duré l'opération, une volatilisation très considérable de chlorure de plomb.

Les trois essais qui suivent font voir qu'il ne faut qu'une très petite quantité de chlorure de plomb pour faire fondre le sulfate du même métal. On a chauffé graduellement

Sulf. de plomb..	37g,91—1 at.	37g,91—2at.	37g,91—1at.
Chlor. de plomb.	34 ,74—1	17 ,37—1	8 ,69
	77 ,65	55 ,28	46 ,60

Les trois mélanges se sont fondus avec la plus grande facilité et ont pris une liquidité parfaite : pendant l'opération, il s'est volatilisé beaucoup de chlorure de plomb, qui donnait à la flamme du foyer une couleur blanche livide. La matière provenant du premier mélange formait un émail blanc, un peu bulleux, à structure cristalline, et contenait des cristaux aciculaires, transparens dans les cavités. La matière provenant des deux derniers mélanges avait une structure peu cristalline et sa cassure était presque unie.

Scories de Lea.

On a vu qu'à Lea les crasses infusibles qui restent dans le four à réverbère après la dernière coulée sont riches en plomb, et qu'elles sont traitées, au fourneau à manche, avec des minerais pauvres, etc. Il résulte de ce traitement des scories coulantes, et qui sont compactes, d'un noir brun, à cassure grenue et matte. Ces scories fondent très bien avec 2 parties de flux noir, mais sans donner la plus petite trace de plomb : elles sont attaquables, mais incomplétement, par l'acide acétique, avec dégagement d'hydrogène sul-

furé; l'acide dissout beaucoup de baryte et de chaux et un peu de fer et de zinc. L'acide muriatique concentré les attaque complétement et laisse un résidu gélatineux, qui se compose de silice et de fluate de chaux, substances qu'on peut séparer l'une de l'autre au moyen de la potasse caustique liquide. Pour faire l'analyse complète de ces scories, on a employé d'une part l'action de l'acide muriatique, et d'un autre côté, pour vérification, l'action du carbonate de soude et du nitre par voie sèche, comme pour les scories du four à réverbère. Le résultat a été

Fluorure de calcium.....	0,134
Silice..................	0,130
Baryte..................	0,300
Chaux...................	0,185
Protoxide de fer........	0,145
Oxide de zinc...........	0,025
Plomb...................	0,010
Alumine.................	0,020
Oxide de manganèse.....	trace.
Soufre..................	0,070
	1,019

Ces produits immédiats ne sont pas ceux qui existent dans la scorie : une partie de chaque terre et de chaque métal doit s'y trouver non à l'état d'oxide, mais à l'état de sulfure; en sorte que la combinaison doit être formée de sulfures, de fluorures et de silicates. N'ayant aucune donnée qui puisse guider dans le partage qu'il y aurai

à faire de l'oxigène et du soufre entre les divers métaux, je me bornerai à indiquer que les 0,300 de baryte équivalent à 0,331 de sulfure de barium, qui contiennent 0,063 de soufre, et que les 0,145 de protoxide de fer équivalent à 0,183 de protosulfure, qui contiennent 0,068 de soufre : d'où il suit que le barium ou le fer est à peu près suffisant pour saturer tout le soufre qui entre dans la composition de la scorie.

On obient un composé fort analogue à la scorie des fourneaux à manche de Lea, en chauffant ensemble :

15	de spath-fluor,
15	de sable quartzeux,
34	de sulfure de barium,
15	de chaux,
15	de battitures de fer,
6	d'oxide de zinc.
100	

Le mélange fond en pâte molle, à la chaleur de 50 à 60° pyrométriques, et produit une masse homogène, compacte, d'un noir foncé non métalloïde, un peu bulleuse, à bulles luisantes, et renfermant quelques petits cristaux, à cassure unie et un peu luisante.

Les sulfures alcalins peuvent donc se combiner par la voie sèche avec les fluo-silicates.

Il résulte de tout ce qui précède et de ce que j'ai déjà fait connaître dans un autre Mémoire (*Annales des Mines*, tome V, page 95), que les

fluorures, les chlorures et même les sulfures forment avec plusieurs sels des combinaisons très fusibles. Ces combinaisons sont en général très faibles, puisque l'eau les décompose complétement quand l'un des principes élémentaires est soluble. On trouve dans la nature des composés analogues, la topaze, la picnite, certains micas, l'apatite, le chloro-phosphate et le chloro-arséniate de plomb; mais quelques-uns sont infusibles.

Je citerai encore l'exemple suivant de combinaison d'un sulfure avec un sel : Sulfures et sels.

1 at. de sulfure de barium......	21g,16	
1 at. de sulfate de soude anhyd.	17,84	
	39,00	équivalant
à 1 at. de sulfure de sodium.....	9g,84	
1 at. de sulfate de baryte......	29,16	
	37,00	

se fondent, à la chaleur blanche, en une pâte bien liquide. La matière, refroidie, est compacte, d'un vert olivâtre, opaque, à cassure grenue et matte; l'eau la décompose et dissout du sulfure de sodium.

Le sulfure de barium et le sulfate de baryte ne se décomposent pas réciproquement; mais ils ne forment pas entre eux de combinaisons fusibles.

Les fluorures, les chlorures et les sulfures peuvent aussi donner naissance à des composés très fusibles, en se combinant deux à deux. Fluorures et chlorures.

1 at. de fluorure de calcium.	$9^g,87$	
et 1 at. de chlorure de sodium...	14,65	
	24,52	équivalant
à 1 at. de fluorure de sodium....	$10^g,55$	
1 at. de chlorure de calcium...	13 97	
	24,52	

chauffés dans un creuset de platine, prennent une liquidité parfaite au blanc naissant. Il s'exhale de la masse en fusion une vapeur épaisse qui est sensiblement acide. La matière, refroidie, est homogène, compacte, à cassure cristalline, lamelleuse et translucide.

Les mélanges suivans de fluorure de calcium et de chlorure de barium ont été chauffés dans des creusets de platine.

Fluorure de calcium..	$9^g,87$—1 at.	$19^g,74$—2 at.
Chlorure de barium..	25,99—1	25,99—1
	35,86	45,73
ou Fluorure de barium..	$21^g,89$—1 at.	$21^g,89$—1 at.
Chlorure de calcium..	13,97—1	13,97—1
Fluorure de calcium.......		9,87—1
	35,86	45,73

Les deux mélanges se sont fondus avec une égale facilité, et répandaient une lumière blanche et éblouissante : il s'exhalait de la masse fluide des vapeurs sensiblement acides. Les matières, refroidies, étaient compactes, d'un blanc d'émail, opaques, à cassure inégale ou écailleuse, presque

unie, ne présentant aucun indice de cristallisation. Traitées par l'eau, elles ont donné du chlorure de barium et du fluorure de calcium ; ayant été mises en digestion pendant un certain temps dans l'alcool après avoir été porphyrisées, il s'est dissous une quantité très notable de chlorure de calcium : d'où il suit que le résidu contenait du fluorure de barium.

Fluorures et sulfures.

	1 at. de fluorure de calcium. . .	$9^g,87$	
et	1 at. de sulfure de barium.	21 ,16	
		31 ,03	équivalant
à	1 at. de fluorure de barium.	$2^g,89$	
	1 at. de sulfure de calcium.	9 ,14	
		31 ,03	

se fondent en pâte très molle, mais non parfaitement liquide à la chaleur blanche, et n'attaquent pas les creusets de terre. La matière, froide, est compacte, couleur café, opaque, à cassure grenue ou lamelleuse.

Un mélange de

	1 at. de fluorure de calcium.	$9^g,87$
et	1 at. de sulfate de baryte.	29 ,16
		39 ,03

chauffé dans un creuset brasqué, à la température de 150° pyrométriques, donne un composé identique avec le précédent, et qui produit un culot bien fondu, d'un rouge de chair pâle, opaque, à

cassure un peu luisante, et rempli de petites lamelles cristallines.

	1 at. de fluorure de calcium.........	9g,87
et	1 at. de sulfate de chaux...........	17,14
		27 01

chauffés dans un creuset brasqué, à 150°, donnent un culot bien fondu, blanc, légèrement translucide, bulleux, à cassure grenue très cristalline, ou plutôt composé de grains cristallins microscopiques très brillans : ce culot doit être composé de

	1 at. de fluorure de calcium.........	9g,87
et	1 at. de sulfure de calcium..........	9,14
		19,03

Le fluorure de calcium ne paraît pas pouvoir former de combinaisons avec les sulfures des métaux proprement dits. Lorsqu'on chauffe les deux substances mélangées à une température élevée, elles se fondent toutes les deux et elles se séparent complétement l'une de l'autre.

Chlorures et sulfures.

Les deux mélanges suivans :

Chlorure de barium..	25g,99—1at.	12g,99—1at.
Sulfure de barium...	21,16—1	21,16—2
	47,15	34,05

ont été chauffés dans des creusets de terre, à une forte chaleur blanche. Le premier s'est fondu en pâte molle, assez liquide pour qu'on puisse la couler. La matière, refroidie, était compacte, d'un

rouge de kermès, opaque, à cassure un peu écailleuse et luisante.

Le second mélange s'est fondu aussi, mais seulement en pâte visqueuse. La matière, refroidie, était compacte dans quelques parties, bulleuse dans d'autres parties, couleur de tartre brute, opaque, à cassure unie et mate.

Plusieurs des composés fusibles dont il a été question dans cet article, pourraient être employés pour couler des statues, vases, bas-reliefs, médailles et autres objets d'ornemens, qui imiteraient ainsi parfaitement les sculptures en pierre, mais qui coûteraient beaucoup moins cher, et qui auraient sur les moulures en plâtre le grand avantage de pouvoir rester exposés à l'air, comme le marbre, sans se détériorer. L'expérience apprendrait bientôt à connaître les meilleures compositions; celles qui me semblerait pouvoir être essayées sont les suivantes :

80 de plâtre cuit et 20 de spath-fluor,
70 de sulfate de baryte et 30 de spath-fluor,
90 de sulfate de plomb et 10 de sulfate-fluor,
25 de plâtre cuit, 20 de sulfate de baryte, 40 de sulfate de plomb et 15 de spath-fluor.

Les scories fusibles du four à réverbère de Lea, étant refondues, serviraient très bien à cet usage.

On pourrait encore employer un mélange de 88 de sulfate de plomb et de 12 de chlorure de plomb, ou de 92 de sulfate de plomb et 8 de litharge.

Les mélanges dans lesquels il entrerait beaucoup de sulfate de plomb auraient l'avantage d'être très fusibles et d'avoir une grande stabilité, à cause de leur forte densité; mais peut-être seraient-ils un peu trop tendres. Une grande proportion de spath-fluor donnerait, au contraire, aux mélanges de la dureté; mais ces mélanges coûteraient plus cher que ceux dans lesquels dominerait le sulfate de plomb, qui est maintenant à vil prix. Il serait facile de colorer ces divers composés au moyen de l'addition de quelques substances métalliques, telles que le chromate de plomb, etc.

GISEMENT

DES MINERAIS DE ZINC

EN ANGLETERRE.

Les minerais de zinc se trouvent en Angleterre dans deux gisemens différens, analogues à ceux dans lesquels on les exploite, soit en France, soit en Belgique et en Silésie.

Le premier est en filons dans le calcaire de transition le plus moderne, c'est-à-dire dans celui qui précède immédiatement le terrain houiller, et dans lequel cette dernière formation se prolonge, ainsi qu'on le voit aux environs d'Alston-Moor, dans le Cumberland. Ce rapport, qui paraît exister entre le terrain houiller et le calcaire qui lui est inférieur, l'a fait appeler, par les Anglais, *calcaire carbonifère*. Il a reçu également le nom de *calcaire de montagne* (*mountain limestone*) et de *calcaire métallifère*.

La blende et la calamine accompagnent le plus ordinairement les nombreux filons de galène qui traversent ce calcaire ; il s'en faut cependant beaucoup que dans toutes les mines où l'on exploite du plomb, il se trouve de la calamine ; dans quelques cas, au contraire, il existe des filons qui ne contiennent que de la calamine : à Matlock,

par exemple, il y en a un de cette nature, qui fournit une assez grande quantité de ce minerai.

Dans presque tous les points de l'Angleterre où le calcaire métallifère existe, on voit des exploitations de plomb et de calamine. Les environs d'Alston-Moor, dans le Cumberland, de Castleton et de Matlock, dans le Derbyshire, et la petite bande métallifère du Flintshire (pays de Galles), sont surtout remarquables par l'abondance et la richesse de leurs mines. Sur la côte nord de ce dernier comté, la calamine se trouve dans le riche filon de plomb exploité à Holywell. Son extraction n'est qu'accessoire à celui du plomb, ainsi que dans presque toutes les autres localités que nous avons citées; mais la calamine présente ici une particularité singulière, c'est qu'elle se trouve dans les ramifications du filon qui marchent de l'est à l'ouest, et jamais dans celles qui se dirigent au nord-sud; tandis que la blende, qui abonde dans cette mine, se trouve indifféremment dans toutes les directions.

Les mines de Pont-Péan et de Poullaouën, en Bretagne, celles de Pierre-Ville, dans le département de la Manche, nous offrent un gisement semblable de la blende. Ce minerai accompagne dans ces diverses localités des filons de galène qui existent dans un terrain assez analogue au calcaire métallifère des Anglais : seulement, en Bretagne, on n'a jusqu'ici reconnu que les couches de grès de cette formation ; mais leur posi-

tion, et les productions qu'elles renferment, ne laissent presque aucun doute sur son rapprochement avec le calcaire métallifère.

Le second gisement de la calamine est dans la formation du *calcaire magnésien* des Anglais, qui correspond assez exactement avec le *calcaire alpin* des géologues français, et le *zechstein* des Allemands. La calamine y est disséminée en petits filons contemporains, qui courent dans toutes les directions, et semblent y former un réseau; ces petits filons se réunissent dans tous les sens, leurs dimensions sont très variables. Ordinairement, ils n'ont que quelques pouces de puissance; mais, dans certains cas, ils atteignent jusqu'à 4 pieds: c'est surtout à la réunion de plusieurs de ces petits filons que l'on observe ces renflemens.

On trouve également de la galène dans ces petits filons, mais elle est rarement assez abondante pour être susceptible d'être exploitée; il paraît cependant qu'autrefois on a retiré une grande quantité de plomb de ce genre de gisement.

Les exploitations de calamine de cette formation sont situées principalement sur les flancs de Mendips-Hill, chaîne qui s'étend dans une direction nord-ouest-sud-est, depuis le canal de Bristol jusqu'à Frome.

Le calcaire magnésien proprement dit est assez rare dans cette chaîne; il y est remplacé par le conglomérat magnésien, qui recouvre immédiatement le terrain de calcaire métallifère, et le

vieux grès rouge qui constitue le noyau de Mendips-Hill, et qui forme autour de la montagne, comme une ceinture plus ou moins épaisse. Ce conglomérat est ordinairement recouvert par la *marne rouge* et par le *lias* (*calcaire à gryphites*) : quelquefois il n'est pas recouvert, de façon qu'on pourrait le croire d'une formation beaucoup plus moderne. Il est composé de fragmens de dimensions différentes de roche des montagnes voisines, principalement de calcaire métallifère et de vieux grès rouge, reliés par le ciment de calcaire magnésien. Dans quelques endroits, ce ciment est tellement dominant, que la roche paraît être un véritable calcaire magnésien.

Ce conglomérat est très remarquable par la grande quantité de petites cavités qu'il présente, et qui varient d'une demi-ligne à quelques lignes en diamètre. Ces cavités sont remplies de calcaire soit concrétionné, soit cristallisé en dents de cochon; elles renferment accidentellement de la strontiane et de la calamine. Cette dernière substance remplace quelquefois les cristaux de chaux carbonatée, et forme une pseudomorphose.

Outre ces petites cavités, il existe aussi dans cette formation des cavernes assez considérables, dues sans doute à des amas de sable qui auront été enlevés postérieurement par l'action des eaux. On trouve dans toutes ces cavités des matières terreuses d'un gris jaunâtre, qui ressemblent assez à ce que les Allemands appellent *asche*, circons-

tance qui tend à rapprocher encore ce calcaire et le zechstein.

La calamine existe en plus ou moins grande abondance sur toute la circonférence des collines de Mendips-Hill; mais c'est surtout dans les paroisses de Phipham et de Roborough, ainsi que près de Rickford et de Broadfield-Doron, que ce minerai est exploité, au moyen d'une infinité de petits puits. Partout des déblais annoncent la multiplicité de ces exploitations ouvertes par les habitans du pays. Les extracteurs paient, pour droit d'exploiter, une taxe d'une livre sterling (25 fr.) par an aux lords de la trésorerie. Les minerais, mélangés d'une quantité assez considérable de chaux carbonatée, sont vendus une livre par tonneau à Phipham, après un lavage grossier au crible. Ils sont expédiés de là à Bristol, où ils subissent un nouveau lavage, qui en sépare la galène. Ce travail est fait par des ouvriers laveurs, qui retirent leur salaire de la vente de ce minéral.

Ce gisement de la calamine répond à celui de Tarnowitz en Silésie, et probablement à celui de Combecave, près de Figeac; dans ces deux localités, le minéral est disséminé en veines contemporaines au terrain, et la galène qui y est exploitée est un rapprochement de plus entre le calcaire alpin et celui de Mendips-Hill.

Il correspond probablement aussi à l'immense dépôt de calamine de la Belgique. Dans presque toutes les cavités où la calamine existe dans ce

pays, notamment aux environs de Stolberg, elle est accompagnée de galène. La calamine est disséminée en rognons, en boules concrétionnées, et forme dans l'argile qui remplit ces cavités de petites veines qui se ramifient dans tous les sens. Souvent cette argile renferme des galets de roches environnantes, et il se pourrait qu'elle remplaçât ici les parties terreuses (*asche*) si abondantes dans le zechstein, et même dans le calcaire magnésien de Sunderland; il serait intéressant de s'assurer de la nature de cette argile.

FUSION DES MINERAIS DE ZINC
EN ANGLETERRE (1).

La plupart des usines où l'on prépare le zinc sont situées dans les environs de Birmingham et de Bristol; la fabrication du cuivre jaune, qui est principalement et depuis long-temps en activité dans ces deux villes, est probablement la cause de l'introduction de cette industrie à l'époque où l'on commença à faire le laiton par l'alliage direct du zinc métallique, en remplacement de la ca-

---

(1) Ce travail a été fait par M. Mosselman. Nous avons cru devoir le réunir dans cet ouvrage, pour compléter la description des différens travaux métallurgiques exécutés en Angleterre.

lamine. On voit aussi quelques fours à zinc, aux environs de Sheffield, sur les exploitations de houille qui avoisinent cette ville.

Les usines de Bristol et de Birmingham sont alimentées principalement par les exploitations de Mendips et par celles du Fintshire. Les fourneaux de Sheffield tirent leur calamine des terrains métallifères d'Alston-Moor, dans le Cumberland.

Grillage de la calamine.

La calamine dont on a séparé la galène par le triage, est calcinée avant d'être mise dans les fours de réduction; cette opération se fait dans des fours à réverbère d'environ 10 pieds de longueur sur 8 de largeur; le minerai, grossièrement concassé, est placé sur l'aire du fourneau par couches d'environ 6 pouces. Dans quelques usines, on ne la calcine pas, et la calamine, cassée à la grosseur d'un œuf de pigeon, est mélangée avec partie égale en volume de houille menue.

Réduction de la calamine.

Les fours de réduction sont rectangulaires ou ronds; ils renferment 6 ou 8 pots. Les fours circulaires sont ceux qui présentent le plus d'avantage pour la facilité du travail; ils ne contiennent ordinairement que 6 pots, ainsi qu'il est figuré dans le plan ci-joint. Les pots y sont introduits en démolissant les petits murs *a*, *a* (fig. 1 et 2, Pl. XVIII); ceux que l'on remplace pendant que le four est en activité, sont préalablement chauffés dans un four pour cet usage : ce four est composé d'une aire, sur laquelle est placé le creuset ou

pot, et de chaque côté il y a un petit foyer; le transport et le placement se font au moyen d'une pince montée sur deux roues en fer, représentée fig. 4. Les pots sont faits en argile; ils sont percés à leur partie inférieure d'un trou, par lequel le zinc coule dans le condenseur. Pour les charger, on commence par boucher le trou inférieur, au moyen d'une pièce de bois convenable, et dont le charbon empêche le mélange, que l'on introduit par la partie supérieure, de s'écouler.

On laisse le trou du couvercle ouvert pendant environ deux heures après la charge, jusqu'à ce que la couleur bleue de la flamme indique un commencement de réduction. A cette époque, on le ferme avec un plateau d'argile réfractaire; on place les tuyaux de tôle à la suite des condenseurs, et au-dessous des vases de même matière destinés à recevoir le métal; quelquefois, ces vases sont remplis d'eau, pour empêcher le zinc qui tombe de jaillir au dehors. Pendant toute la durée de la réduction d'une charge, le seul soin des ouvriers est d'alimenter le feu, et de déboucher les condenseurs, qui sont quelquefois engorgés par le zinc, qui s'y amasse en trop grande abondance; ils le font en déterminant la fusion du métal, au moyen d'une tige recourbée de fer rouge qu'ils introduisent par la partie inférieure.

Le zinc recueilli dans cette opération est sous forme de gouttes et de poudre très fine, mélangées d'oxide; on le fond dans une chaudière en fer,

placée sur un fourneau disposé pour cela ; l'oxide s'écume à la surface pour être remis dans les pots, et le métal est coulé dans des lingotières.

Pour décharger les creusets à la fin de chaque opération, on retire le condenseur ; l'ouvrier brise alors avec un ringard le charbon qui bouche le fond du creuset, et le résidu tombe ; il achève de vider en agitant par la partie supérieure. Pour replacer le condenseur, on met une petite bande d'argile humide sur le rebord qu'il porte à sa partie supérieure, et on le serre contre le fond du creuset, au moyen des petites tiges indiquées dans la figure.

Trois hommes sont employés pour le travail d'un four : un chef et deux manœuvres ; ils fabriquent eux-mêmes les pots avec un mélange de parties égales d'argile réfractaire crue et d'argile calcinée, provenant des débris des vieux pots : la durée moyenne de ces pots dans le four de réduction est de quatre mois.

On fait cinq charges en quinze jours : la consommation pour ces cinq charges est de 6 à 10 tonneaux de calamine (environ 6 000 à 10 000 kilogrammes), et de 22 à 24 tonneaux de charbon (environ 22 000 à 24 000 kilogrammes). Le produit en zinc est de 2 tonneaux environ.

On peut donc calculer à peu près de la manière suivante le coût du tonneau de zinc à Bristol.

	liv.	sh.	fr.	c.
3 tonneaux calamine, à 6 liv........	18	»	450	»
24 tonneaux charbon, à 5 shill........	6	»	150	»
Un chef ouvrier, à 6 shill., pendant 7 jours........................	2	2	52	50
Deux manœuvres, à 4 shill...........	2	16	70	50
Frais divers...........................	1	»	25	»
Coût du tonneau de zinc à Bristol.....	29	15	747	50

La calamine d'Alston-Moor employée à Sheffield est moins riche; elle produit au plus 25 p. 100 de zinc. Le charbon coûte 5 shillings 8 pence par tonneau, et la calamine rendue sur place revient à 5 livres : d'après cela, le zinc reviendrait à 32 livres 14 shillings, ou 817 francs 50 centimes le tonneau.

Ces prix sont ceux que coûte le zinc au fabricant; il est vendu aux consommateurs 40 à 44 livres (de 1 000 à 1 100 francs).

Le zinc étranger vaut, en entrepôt, à Londres, 20 à 24 livres (500 à 600 francs). Cette énorme différence vient en partie du prix élevé de la calamine : on a lieu, d'après cela, de s'étonner que cette matière soit frappée d'un droit de 20 p. 100 de sa valeur à l'entrée.

Emploi de la blende. En Angleterre, on fabrique aussi du zinc avec la blende. Ce minerai, lavé et cassé en morceaux de la grosseur d'une noisette, se vend à Holywell, sur la mine, 3 livres le tonneau, ou environ 75 francs les 2 030 livres, moitié prix de la calamine.

Elle est grillée, sans autre préparation, dans des fours à réverbère. Ces fours ont environ 8 pieds de largeur sur 10 de longueur; la distance de la voûte à la sole est de 30 pouces, la hauteur de l'autel de 18 pouces.

La couche de blende a environ 4 à 5 pouces d'épaisseur : on l'agite presque continuellement.

La consommation de houille est de 4 tonneaux pour 1 de blende grillée. Le déchet est de 20 p. 100. L'opération dure dix à douze heures.

Le mélange pour la réduction de l'oxide se compose d'un quart de blende grillée, d'un quart de calamine calcinée, et d'une demie de charbon. Il donne communément 30 p. 100 de zinc.

EXPLICATION DES FIGURES DE LA PLANCHE XVIII.

Fig. 1. Coupe verticale du fourneau, passant par son axe. Ce fourneau est circulaire; il est enveloppé par un cône, qui lui sert de cheminée; des trous *d*, *d* pratiqués à la partie supérieure de la voûte, qui est en forme de dôme, permettent à la fumée de se rendre dans la cheminée: c'est par ces trous qu'on remplit les creusets; ils restent constamment ouverts, et ne sont jamais fermés tous à la fois. L'ouvrier peut, par leur moyen, diriger le feu dans une partie quelconque du fourneau.

La cheminée conique, qui enveloppe tout le four, est percée de portes correspondant aux creusets.

a, *a*, Petits murs que l'on détruit à volonté, pour faire entrer ou sortir les pots ; ils sont composés de briques percées d'un trou, qui permet, en y introduisant une tige de fer, de les enlever commodément étant encore chaudes.

b, Porte du four, qui se ferme avec une brique.

c, Cendrier dans lequel l'ouvrier peut entrer pour nétoyer les grilles.

e, *e*, *e*, Conduits dans l'étage inférieur, correspondant aux creusets dans l'étage supérieur.

g, *g*, Bassins de réception en tôle, dans lesquels se rend le zinc.

h, Tube cylindrique en tôle, qui s'adapte au condenseur, et conduit le zinc dans le bassin de réception.

i, Condenseur : c'est un tuyau de tôle légèrement conique, portant à sa partie supérieure un petit rebord, par lequel il s'applique sur le creuset. Pour l'y fixer, on étend sur ce rebord un boudin d'argile, et on le presse fortement contre le creuset, et afin de le maintenir dans cette position, on a deux tringles en fer *k*, *k*, qui sont fixées dans la partie inférieure du condenseur par un bouton, et qui passent dans une petite pièce en fer *m* scellée dans le mur ; on presse les tringles avec une vis de pression *n*. La *fig*. 3, dans laquelle on a représenté la coupe verticale du creuset, montre en détail la disposition de cet appareil, qui sert à serrer le condenseur contre le fond du creuset.

1, 2, Niveau de l'étage supérieur.

3, 4, Niveau du plafond inférieur.

5, 6, Niveau de l'étage inférieur.

Fig. 2. Plan au niveau de 1, 2 : on n'a représenté que la moitié du plan.

Fig. 3. Coupe verticale d'un creuset, et de l'appareil qui sert à serrer le condenseur contre le creuset.

Fig. 4. Pinces à roues, pour le transport des creusets chauds.

Fig. 5. Plan au niveau de 3, 4.

APPENDICE.

NOTE

SUR LA FABRICATION DE L'ACIER A SHEFFIELD, DANS LE YORKSHIRE.

Fabrication de l'acier de cémentation.

Acier de cémentation.

On sait que la fabrication de l'acier de cémentation consiste à chauffer le fer en contact avec du charbon, pendant un certain temps et avec certaines précautions. Toutes les espèces de fer ne se cémentent pas également bien : le fer obtenu dans des fourneaux chauffés à la houille, se cémente si imparfaitement, que même en Angleterre on ne cémente que des fers obtenus avec le charbon de bois, et encore, parmi ces derniers, n'est-il que certaines variétés qui donnent un acier de qualité supérieure.

Les seuls fers français susceptibles d'être employés pour cette fabrication sont les fers de l'Ariége, de la Haute-Saône et des Vosges; mais les fers suédois et russes, les fers suédois principalement, leur sont incontestablement supérieurs de l'aveu de tous les fabricans d'acier en France (1); aussi importe-t-on en France une

---

(1) Voyez *Enquête sur les fers* (1828).

certaine quantité de fer suédois pour cette opération. En Angleterre on l'emploie exclusivement. Chaque année 17000 tonneaux de fer sont envoyés de Suède en Angleterre, pour être cémentés. Les Anglais ont passé avec les maîtres de forges suédois, des contrats à long terme qui leur assurent la possession des fers de Suède de première qualité pour la fabrication de l'acier.

Ces fers provenant en grande partie de l'usine de Danemora, sont marqués L. Il est impossible de s'en procurer en France, ce qui est une des causes de la supériorité des aciers anglais sur les nôtres.

Nous avons levé nous-mêmes le plan d'un fourneau de cémentation à Sheffield. Nous allons en donner la description.

Fourneau de cémentation.

Les fig. 1, 2 et 3, Pl. XIX, représentent ce fourneau : il est rectangulaire et couvert par une voûte en arc-de-cloître; il contient deux caisses C de cémentation, construites en briques (1). Ces caisses ont 2 ½ pieds de largeur, 3 pieds de profondeur et 12 pieds de longueur dans œuvre (mesures anglaises); elles sont placées de part et d'autre de la grille AB (fig. 2); celle-ci occupe toute la longueur du fourneau, qui est de 13 à 14 pieds; elle a 14 pouces de largeur et est à 10 ou 12 pouces au-dessous du plan inférieur des

(1) Ces caisses se font aussi quelquefois en grès réfractaire.

caisses. La hauteur du point culminant de la voûte au-dessus des caisses est de 5 pieds 6 pouces. Le fond des caisses est à peu près au niveau du sol, en sorte que l'on n'a pas besoin de lever beaucoup les barres pour les charger dans le fourneau.

La flamme s'élève entre les deux caisses, passe au-dessous et circule à l'entour par des trous ou canaux verticaux et horizontaux *d* (fig. 1, 2 et 3); elle sort du fourneau par une ouverture H, percée au centre de la voûte, et par des trous *t*, qui communiquent avec les cheminées placées dans les angles. Quelques fourneaux se font remarquer par un plus grand nombre de cheminées disposées symétriquement autour du massif. Dans d'autres, les parois sont traversées par des espèces d'évents, que l'on ferme pendant le chauffage et que l'on ouvre à l'époque du refroidissement.

Tout le fourneau est placé dans un vaste cône en briques de 25 ou 30 pieds de hauteur, ouvert à la partie supérieure. Ce cône augmente le tirage, le régularise, et conduit la fumée hors de l'établissement.

Le fourneau a trois portes : deux, T (fig. 2), au-dessus des caisses, servent à entrer et sortir les barres; elles ont 7 ou 8 pouces carrés. On place dans chacune d'elles un morceau de tôle plié sur les bords, sur lequel les barres glissent sans dégrader le mur. Un ouvrier entre par la porte du milieu P, pour arranger les barres;

enfin, c'est par les trous S, fig. 1, pratiqués dans les parois des caisses, que l'on retire les barres d'essai.

Les barres sont rangées par lits, avec du charbon de bois en poudre, dans les caisses de cémentation. Elles ont environ 3 pouces de largeur sur 4 lignes d'épaisseur. On ne doit pas trop les rapprocher les unes des autres, afin qu'elles ne se soudent pas ensemble. La dernière couche, avec laquelle on achève de remplir la caisse, est formée d'argile et a 4 ou 5 pouces de hauteur. Opération.

On chauffe le fourneau graduellement; la plus grande chaleur n'a lieu qu'après huit ou neuf jours. Le refroidissement, qui doit être progressif, dure cinq à six jours, et l'opération dix-huit à vingt jours, quelquefois même davantage, suivant la qualité de l'acier que l'on veut fabriquer. On consomme, dans ce temps, environ treize tonnes de houille.

Il est très important que le refroidissement soit graduel pour que la cristallisation s'opère graduellement. Le grain de l'acier varie suivant que le refroidissement est plus ou moins rapide.

La cristallisation la plus large et la plus blanche dénote l'acier le plus fusible.

Les barres sortant du fourneau de cémentation sont triées. Une partie est livrée au commerce; une autre portion, sous le nom de *blistered steel*, acier boursouflé ou commun, est soumise à de nouvelles opérations.

Quelquefois les barres sont forgées : l'acier perd alors de son carbone et devient plus facilement soudable; mais il ne prend plus aussi bien la trempe. Il se rapproche davantage pour la qualité de l'acier naturel, et on l'emploie dans les mêmes circonstances.

A Toulouse, chez MM. Garrigou et Masseret, les fours sont à deux étages. A l'étage inférieur sont placées deux grandes caisses; à l'étage supérieur une seule caisse.

La flamme, après avoir chauffé les deux caisses inférieures, chauffe la caisse supérieure. La consommation en combustible est moins grande dans ces fours que dans les fours anglais.

Dans la même fabrique les barres, au sortir du four, sont divisées en quatre espèces connues sous les noms suivants :

Acier très vif,

Acier vif,

Acier ordinaire,

Acier doux.

La première espèce est la plus carburée.

La carburation diminue de la première à la quatrième.

Les deux premières espèces sont corroyées avec mélange de fer dans les trousses. La troisième est aussi corroyée, mais sans mélange de fer. La quatrième est immédiatement étirée et sert à la fabrication des outils.

Fabrication de l'acier fondu.

L'acier fondu se fait avec l'acier cémenté; on casse celui-ci en morceaux, et l'on place ces morceaux dans un crêuset d'argile, que l'on chauffe dans un fourneau à vent ordinaire. Quelquefois aussi on fond les vieux aciers, tels que limes, rasoirs cassés, etc. Acier fondu.

La fusion de l'acier cémenté a pour but de lui donner une homogénéité de composition et une finesse de grain qu'il n'a jamais en sortant du fourneau de cémentation, quelles que soient d'ailleurs les précautions que l'on ait prises pendant l'opération.

Le fourneau, dans lequel s'opère la fusion, a 16 pouces de côté et 2 pieds de profondeur; on le forme à sa partie supérieure avec un plateau formé de briques serrées dans un cadre de fer. Fourneau de fusion.

On place ordinairement plusieurs de ces fourneaux le long d'un mur contre lequel s'élève une grande cheminée. Leur partie supérieure est au niveau du sol, et ils ont pour cendrier commun une grande cuve d'environ 10 pieds de hauteur.

Les creusets sont construits avec de l'argile réfractaire que l'on fait venir de Stourbridge dans le Stafforshire. Ils ont de 16 à 18 pouces de profondeur, et de 6 à 8 pouces de diamètre; leurs parois ont 1 pouce d'épaisseur. Des creusets.

Pour fabriquer ces creusets, l'ouvrier pétrit

l'argile avec ses pieds (1), et quand il l'a rendu homogène, il en fait des mottes prismatiques. Il place ensuite le moule en fonte C (fig. 4, Pl. XIX), ouvert par les deux bouts, sur un disque D fixé au sol de l'atelier, puis il jette dans ce moule la motte d'argile pétrie B.

Cela fait, il prend un mandrin conique en bois E ayant une tête F, le couvre d'huile avec un pinceau et le pose sur la motte, en sorte que son axe coïncide avec celui du moule. Il frappe sur la tête F à coups de masse; l'argile s'élève peu à peu dans l'espace qui reste entre le noyau et le moule en fonte, et enfin elle arrive jusqu'aux bords supérieurs du moule où elle forme un petit bourrelet. L'ouvrier coupe ce bourrelet avec un couteau, puis retire le noyau et le creuset tout-à-la-fois.

Le creuset est ensuite desséché très lentement en passant successivement dans des étuves à température croissante. Sa dessiccation se termine sur des étagères placées au-dessus du fourneau à vent où la fusion s'opère. Dans un article sur la fabrication de l'acier, inséré dans le *Dictionnaire de l'Industrie*, M. Gaultier de Claubry dit que lorsqu'ils ont été portés à la température du rouge naissant, il convient de les placer dans un four-

---

(1) On fait, dit-on, en Angleterre, des creusets avec un mélange de 2 parties d'argile de Stourbridge et 1 de coke, qui ont résisté à seize fontes.

neau ou on les enveloppe de coke brisé en petits fragments et on les chauffe au rouge vif.

Dans une usine que nous avons visitée, on fondait dans chaque creuset 40 livres (18k,12 d'acier en cinq heures). Dans une autre usine de Sheffield, chez MM. Sanderson frères, la charge des creusets n'est que de 30 livres (13k,60). Dans les usines françaises, elle est de 15 à 16 kilogrammes (1). Lorsque l'acier est fondu il remplit un peu plus de la moitié du creuset, les creusets sont simplement fermés avec un couvercle plat en argile. Ils ne peuvent pas servir à plus de trois opérations.

On ne brûle que du coke pesant; aussi préfère-t-on celui qui a été fabriqué dans les fours.

Nous n'avons pu savoir exactement quelle était la consommation en combustible dans ces fours; mais en France, dans des fourneaux qui en diffèrent peu, on brûle depuis 6 jusqu'à 7 ½ hectolitres de coke par 100 kilogrammes d'acier fondu.

On coule l'acier en barres carrées dans des lin-

---

(1) Dans une usine de Styrie, on fond l'acier dans des creusets de molybdène; mais il paraît qu'on les brasque intérieurement avec un mélange qui nous est inconnu. Ces creusets ne peuvent servir qu'une seule fois. On fond 25 livres de matière dans chaque, et l'expérience a démontré que lorsqu'on diminuait ou qu'on outrepassait le poids de 24 à 26 livres par coulée, l'acier fondu était d'une qualité inférieure.

gotières en fer, qui ont la forme d'un prisme carré. Les lingots d'acier pèsent 40 ou 50 livres; il n'y a pas de déchet dans l'opération.

L'acier fondu est réduit en barres sous le marteau ou sous les cylindres : on le martèle toujours lorsqu'on le destine à la coutellerie ou aux instruments. Pour les scies, on le forge d'abord en plaques, ou bien on le lamine en feuilles de dimension voulue, sous des cylindres coulés en coquille.

Dans une fabrique que nous avons visitée près de Liverpool et qui appartient à M. Roscoe, l'acier laminé étant moins dur et moins compact que l'acier martelé, n'était employé que pour un seul usage, la fabrication des petits cylindres cannelés employés dans les filatures (*fluted rollers*).

L'acier fondu ne pouvant être réchauffé à une haute température sans perdre ses qualités, il est beaucoup plus difficile de le souder avec le fer que l'acier de cémentation. On y parvient cependant, d'après M. Gaultier de Claubry, en chauffant le fer au blanc soudant, et l'acier au rouge vif seulement, et les frappant doucement d'abord mais rapidement sur l'enclume. En Angleterre, on évite autant que possible de forger l'acier fondu à une température plus élevée que le rouge sombre.

Dans une fabrique du Stafforshire, on tire en fils une grande quantité d'acier fondu; mais nous

ne pouvons donner aucun renseignements sur cette opération.

NOUVEAUX DÉTAILS SUR LA FABRICATION DU FER DANS LE YORKSHIRE.

Voici quelques nouveaux détails sur la fabrication du fer dans le Yorkshire.

Les fers du Yorkshire fabriqués près de Boardferd sont de deux espèces, la première est très estimée.

Le *fine metal* employé pour la préparation de l'une ou de l'autre espèce, est le même. Voici le détail d'une opération ayant pour but la conversion du fine metal en fer de la seconde espèce, c'est-à-dire de celle qui se vend le moins cher.

Le *fine metal* est jeté dans le four de puddlage en morceaux de 2 à 3 livres. La charge est de 2 ½ quintaux.

L'opération commençant à 1 heure, après avoir chargé, ce qui a duré 5 minutes, on a couvert la grille de houille, bouché l'ouverture près de la grille, fermé la porte de travail et levé le registre. A 1 heure 15 minutes on a remué les morceaux de fonte, abaissé le registre, nettoyé la grille et chargé de nouveau du combustible. A 1 heure 25 minutes on a encore abaissé le registre et l'on a jeté dans le four une quantité d'eau équivalente au contenu d'un grand verre à bière. A 1 heure 30 minutes la partie du *fine metal* la plus voisine de la grille était presque fondue, l'autre commen- Opération.

çait à fondre. Après avoir remué le métal, jeté une nouvelle quantité d'eau et couvert la grille de combustible, on a baissé presque entièrement le registre. A 1 heure 35 minutes la presque totalité du métal était fondue. On a commencé alors à remuer, et l'on a ajouté de temps en temps un peu d'eau. On a alors réuni toute la matière en un seul tas ; pour cela, l'ouvrier s'est servi de deux ringards, l'un crochu, l'autre droit, tous deux plats vers le bout.

Le ringard crochu était employé pour gratter, retourner et ramasser la matière du côté de la porte de travail, et le ringard droit pour la repousser. La porte de travail étant fermée, les outils étaient introduits par le trou pratiqué dans le bas de cette porte. A 1 heure 40 minutes, la plus grande partie de la matière était fondue, l'ouvrier travaillait continuellement dans le fourneau, l'aide jetait de l'eau toutes les minutes. A 1 heure 45 minutes tout était liquéfié; la matière commençait à prendre l'aspect d'une boue qui commence à sécher, et qui lorsqu'on la remue se sépare en grumeaux et presque en poudre. A 1 heure 50 minutes l'ouvrier a chargé la grille, et avec son ringard droit, a cherché à détacher la matière du fond du four. A 1 heure 55 minutes il a recommencé à travailler comme auparavant, c'est-à-dire qu'il a remué la fonte alternativement avec l'un ou l'autre ringard, ouvert un peu le registre et chargé la grille. A 2 heures,

on a ouvert le registre davantage. A 2 heures 5 minutes, on a ouvert la porte de travail et jeté 7 ou 8 livres de vieille ferraille; on a immédiatement refermé la porte, et l'ouvrier a continué à travailler comme auparavant. A 2 heures 15 minutes la matière était en masse pâteuse, on a fermé le trou de la porte de travail, on a baissé un peu le registre et bientôt la masse est devenue d'un rouge très blanc. L'ouvrier s'est mis alors à faire les boules comme habituellement. Il en a fait quatre qui ont été successivement cinglées, et après avoir sorti la quatrième, il a jeté une pelletée de sable dans le four, raclé le fond avec le ringard crochu, et distribué le sable de manière à boucher les trous et à égaliser le fond. A 2 heures 35 minutes, on a chargé de nouveau la grille et ouvert le registre. On a fermé tout-à-fait la porte de travail; on a chauffé ainsi le four pendant cinq minutes, et l'on a chargé de nouveau.

Les marteaux à cingler pèsent 3 tonnes. Cinglage.

Les boules, pour la fabrication du fer de l'espèce inférieure, sont réduites en prismes, qui après avoir été coupés en deux, sont portés au rouge blanc dans les fours de chaufferie où ils restent de ¾ d'heure à 1 heure, puis ils sont réduits sous les dégrossisseurs en barres, assez grosses et courtes, et enfin ces barres réchauffées au rouge-blanc sont passées sous les cylindres étireurs.

Lorsqu'on veut obtenir du fer de l'espèce supé-

rieure, les boules ne sont plus converties en prisme; mais en galettes ou plaques à peu près rondes et non en prismes. Ces disques ont environ 10 à 12 pouces de diamètre sur 1 pouce d'épaisseur, on les casse en morceaux de 2 à 3 livres : pour cela on se sert d'une espèce de mouton. La cassure du métal présente de grandes paillettes, et a un peu la couleur de la fonte.

On partage les fragments de plaque obtenus en deux tas, l'un qui contient les morceaux à gros grains et mal affinés, l'autre les morceaux mieux affinés. Le métal de l'un et de l'autre tas sert à la fabrication du fer de première qualité du premier et du second degré.

On fait avec ces morceaux des trousses de 50 à 60 livres; on introduit quatre trousses semblables dans un four de chaufferie; on les cingle de nouveau sous le gros marteau, de manière à les convertir en prismes à quatre faces, de 2 à 3 pieds de longueur, et 3 pouces d'épaisseur. Ces prismes sont rechauffés, passés sous les cylindres et l'on en obtient de gros bouts de barre qu'on coupe en deux ou qu'on laisse entiers, selon la grosseur du fer que l'on veut se procurer. On chauffe encore ces bouts de barre et on les passe sous les cylindres pour obtenir les barres de la dimension voulue. Enfin les barres sont encore portées au rouge dans une espèce de four de tôlerie, et percées sous un marteau à panne étroite.

Dans les usines du Yorkshire, on fabrique

aussi de la tôle : le fer employé dans ce cas est de première qualité. Au lieu de faire des barres sous les cylindres, on fait alors sous le marteau des plaques dont les dimensions sont déterminées, et ce sont ces plaques qui sont converties en tôle.

FIN DU SECOND ET DERNIER VOLUME.

TABLE DES MATIÈRES

CONTENUES

DANS LE SECOND VOLUME.

FABRICATION DE LA FONTE ET DU FER EN ANGLETERRE.

DEUXIÈME PARTIE.

FABRICATION DU FER MALLÉABLE.

FABRICATION DES RAILS A L'USINE DE DECAZEVILLE.

FABRICATION DE L'ÉTAIN ET DU CUIVRE EN ANGLETERRE.

DU GISEMENT, DE L'EXPLOITATION ET DU TRAITEMENT DES MINERAIS D'ÉTAIN ET DE CUIVRE DU CORNOUAILLES.

PREMIÈRE PARTIE.

DEUXIÈME PARTIE.

TROISIÈME PARTIE.

QUATRIÈME PARTIE.

FABRICATION DU PLOMB EN ANGLETERRE.

DEUXIÈME PARTIE.

TROISIÈME PARTIE.

FIN DE LA TABLE.

Errata.

Page	ligne		
45,	13,	au lieu de fig. 14,	*lisez* fig. 4
112,	24,	Bert-iron,	*lisez* Best-iron
418,	14,	Pl. XI,	*lisez* Pl. XII
424,	7,	——	*id.* ——
429,	18,	——	*id.* ——
430,	2,	——	*id.* ——
432,	1,	——	*id.* ——
459,	13,	Pl. XIV,	*lisez* Pl. XII
462,	26,	se consomme,	*lisez* se consume
468,	28,	Pl. XIV,	*lisez* XII



